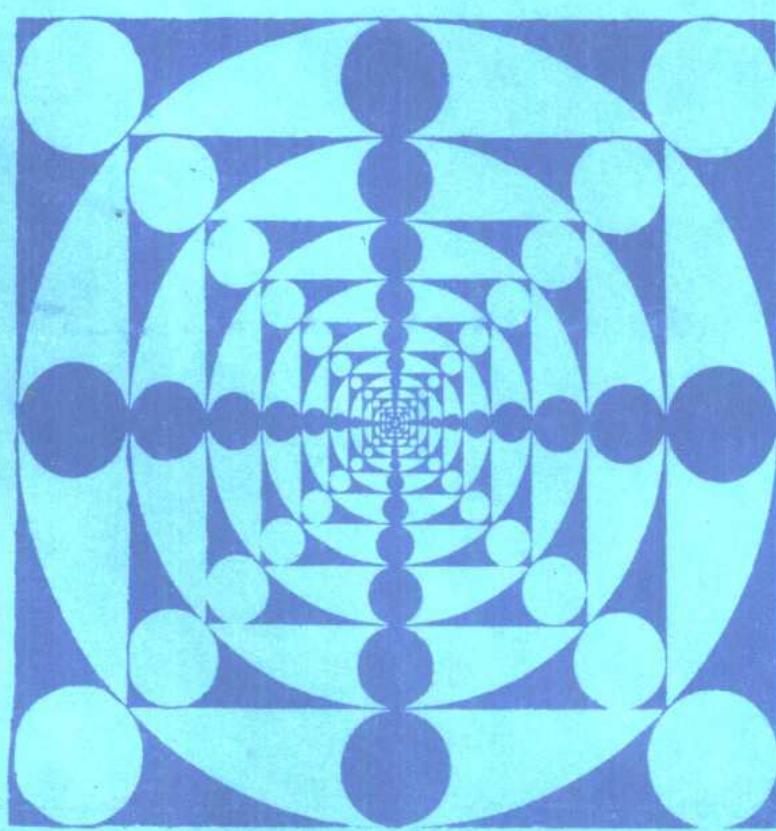


高等学校教学用书

# 矿井灾害防治理论与技术

王省身 主编



中国矿业大学出版社

高等學校教學用書

# 矿井灾害防治理论与技术

主 编 王省身 副主编 俞启香

中国矿业大学出版社

2008/10

## 内 容 提 要

本书共六章，它系统地介绍了煤矿矿井主要灾害：水、火、瓦斯、矿尘的危害及其发生，发展的规律和防治理论与技术。既反映了我国煤矿防灾、抗灾的工作经验和技术创新，同时又介绍了国内外有关的一些科技成果。本书为煤炭高等院校采矿工程专业使用的教材，也可供科研、生产技术人员参考。

高等学校教学用书  
**矿井灾害防治理论与技术**  
王省身 主编 俞启香 副主编

---

中国矿业大学出版社出版发行  
中国矿业大学印刷厂 印刷  
开本 787×1092 毫米 1/16 印张 15 插页 1 字数 462 千字  
1986年11月第一版 1997年7月第三次印刷  
印数：21001~24000 册

---

ISBN 7·81021·499·3

---

TD·101 定价：12.00 元

## 前　　言

1982年我们接受了编写煤炭高等院校采矿工程专业《煤矿安全》、《矿井通风》两门课程教材的任务。1984年两教材脱稿后，经中国矿业学院等院校试用。1985年元月教材编审委员会在北京主持召开了审稿会，邀请了王家廉、余申翰、谢世宁、管传薪、万业强等专家、学者以及煤炭高等院校部分通风安全专业教师对该书初稿进行了审查、讨论，提出了许多宝贵的意见。会后，我们根据通用的教学大纲与审稿会的意见对初稿进行了修改，并将《煤矿安全》更名为《矿井灾害防治理论与技术》。

本书与《矿井通风》是姊妹篇，在内容上互相配合并避免重复，构成完整的学科体系。在教学安排上，一般在《矿井通风》课开出若干周以后，再讲授本课程为宜。

本书由王省身同志编写了绪论、第一、四、六章，俞启香同志编写了第二章，邸志前同志编写了第三、五章，王省身同志任主编，俞启香同志任副主编。

在初稿中李瑞琼同志编写了“瓦斯抽放”一节，舒祥泽同志编写了“矿山救护”的内容，王新泉同志绘制了部分插图。在此一并感谢！

由于编者水平有限，书中难免有不少缺点和错误，恳请广大读者批评指正。

责任编辑：聂孟荀

# 目 录

绪论.....	( 1 )
<b>第一章 安全技术总则.....</b>	<b>( 2 )</b>
第一节 党的安全生产方针.....	( 2 )
第二节 矿山安全法规及安全组织机构.....	( 4 )
<b>第二章 矿井瓦斯及其防治.....</b>	<b>( 8 )</b>
第一节 概述.....	( 8 )
第二节 矿井瓦斯的生成及赋存.....	( 8 )
第三节 矿井瓦斯涌出.....	( 18 )
第四节 矿井瓦斯喷出及其预防.....	( 28 )
第五节 煤和瓦斯突出及其预防.....	( 32 )
第六节 矿井瓦斯爆炸及其预防.....	( 55 )
第七节 矿井瓦斯抽放.....	( 73 )
第八节 矿井瓦斯检测及监测.....	( 88 )
<b>第三章 矿尘危害及其预防.....</b>	<b>( 99 )</b>
第一节 概述.....	( 99 )
第二节 矿尘的性质及其危害.....	( 99 )
第三节 综合防尘技术.....	(103)
第四节 煤尘爆炸.....	(114)
第五节 防止煤尘爆炸的技术措施.....	(119)
第六节 煤尘抑爆及隔爆技术.....	(129)
第七节 矿尘测定.....	(132)
<b>第四章 矿井火灾及其防治.....</b>	<b>(136)</b>
第一节 概述.....	(136)
第二节 自然火灾与煤炭自燃.....	(137)
第三节 预防自然火灾.....	(146)
第四节 预防火因火灾.....	(166)
第五节 矿井灭火.....	(168)
第六节 火区管理与启封.....	(179)
<b>第五章 矿井水灾及其防治.....</b>	<b>(181)</b>
第一节 概述.....	(181)
第二节 地表水综合治理.....	(181)
第三节 预先排水疏干.....	(184)
第四节 地下水的排放.....	(185)
第五节 矿井水的隔离与堵截.....	(187)

第六节	矿井水灾的预测.....	(196)
第七节	透水事故的处理.....	(198)
<b>第六章</b>	<b>矿山救护及事故统计与分析.....</b>	<b>(203)</b>
第一节	概述.....	(203)
第二节	矿工自救.....	(203)
第三节	矿山救护组织与装备.....	(208)
第四节	现场急救.....	(218)
第五节	矿井灾害预防和处理计划的编制与实例.....	(222)
第六节	工伤事故的统计与分析.....	(226)
<b>参考文献</b>		<b>(230)</b>

## 绪 论

我国煤矿的90%是井工开采，地下作业是它的基本特点。较之地面作业它有许多不安全的自然因素：水、火、瓦斯、矿尘、冒顶等时时刻刻都在威胁着我们。人们称煤矿工作者是开采光明的人，这是对我们的鼓舞与赞誉。我们是向地球开战，向大自然作斗争的勇士。勇士如果不能认清“敌人”的特点，掌握它们的活动规律，有针对性地采取科学的措施就无法战胜“敌人”，或者稍有疏忽，就会给“敌人”以可乘之机，给矿井造成严重的损失，给我们自身带来不幸。

《矿井灾害防治理论与技术》是人们在煤炭工业生产中，在与上述诸种自然灾害斗争中，不断积累经验、吸取教训、总结规律、建立理论、完善措施而逐渐形成和诞生的一门学科。它是地下采矿工程专业必不可少的一门专业课。其内容包括以下几个部分：

### 1. 党的安全生产方针和技术总则

简要阐明安全第一的生产方针，有关的劳动保护法令与安全生产规程；对煤炭工业系统的安全监察组织机构、职责与任务概括地作简单介绍；安全技术教育是作好安全生产工作的基础，必须正确理解各项有关规定和要求。

2. 水、火、瓦斯、矿尘、冒顶是煤矿普遍存在、危害最为严重的五大灾害。了解其发生和发展规律、鉴别征兆、掌握防治措施是采矿技术工作者必须具备的专业知识，也是构成本学科的重点内容。

关于顶板事故的防治，考虑到理论与实际的联系，将由矿压课程讲授。本课程仅讲水、火、瓦斯、矿尘灾害的防治。

3. 矿山救护有其独立的组织机构、专业内容和技术装备，包括自救与急救的技术均作简要的介绍。作为一个基层的煤矿工作者掌握有关救护的知识与技能不单是从保证自身的安全出发，更重要的是为处理事故、保卫阶级兄弟的生命安全和矿井资财不受损失而奠定一个基础。

正确地统计与分析工伤事故，对于掌握矿井的安全动态、指导生产十分重要，也是本学科的研究内容。

学好本课程，首先要怀着强烈的工业责任感，正确、全面地理解“安全第一”的方针，深入扎实地掌握本课程的技术理论和实践知识，把革命热情与严肃的科学态度结合起来。其次是认真地对待每一个学习环节，勤于思考、勇于探索。解疑、讨论、实验和完成作业的过程中都要手脑并用，以培养自己分析问题、解决问题的能力。另外，不要将学好本课程简单地理解为仅是掌握煤矿防灾的有关理论与技术，更重要的是坚定正确的政治方向，为将来肩负保卫矿山、建设矿山、迅速发展煤炭工业的重任而奠定一个思想基础。

从事煤矿工作是艰苦的，井下作业有害的自然因素也比较多，但是当你亲手把煤炭从千尺的地下采出，并且看到它在为“四化”发光、发热时，你会由衷的感到苦中有乐，苦中有甜；当你亲临险境，战胜各种有害的自然因素将煤炭安全地采出时，你一定会沉浸在胜利的喜悦之中。

# 第一章 安全技术总则

## 第一节 党的安全生产方针

解放三十余年以来，党和国家非常关心煤矿工人的生产安全。早在建国初期，周总理就提出了安全第一的方针。这一方针的提出是由我们社会主义国家的性质和制度所决定的。社会主义国家代表着广大人民的利益，保护着人民的利益，在组织和发展生产，提高生产力，建设“四化”的同时，要竭尽全力保护劳动者的生产安全和身体健康。这是社会赋予我们的神圣使命，也是工人阶级的立场和社会主义革命人道主义的原则所规定的神圣职责。另外，重视安全生产也是煤矿生产的客观现实所提出的。煤矿生产，井下作业，不安全的因素很多。有水、火、瓦斯、矿尘、顶板冒落等自然灾害的危害，还有机电、运输、提升、爆破等生产事故的威胁。人们稍有疏忽，就可能酿成巨大的不幸。在资本主义社会里，虽然资本家从来也不愿意在安全上多花钱，但是为了赚取利润，他也不敢忽视安全。特别是发生了事故，死了人，工人要罢工，要赔偿经济损失；法律也不容，要判刑，等待他们的是矿山倒闭，经济破产。这就是对资本家的制约，使他不得不重视安全，不得不把安全放在第一位。所以煤矿生产安全第一，虽然出发点不同，但中外皆一。

建国以来，经过三十多年来的努力，我国煤炭工业的成绩是巨大的。探明储量高达6000亿吨，1985年统计，我国原煤年产量已近8亿6千万吨，成了世界第一产煤大国。矿山的科学技术水平，装备水平都有很大的提高。矿山管理干部，技术人员和技术工人也在迅速成长，但是安全状况的改善并不理想。其原因是多方面的，缺乏防止和控制事故的现代化装备与科学手段；缺乏完备的法规、条例和管理制度；再加上十年动乱造成的恶果。不过最根本的一条，还是有人没有从思想上真正认识到安全生产是煤矿生产的特点所决定、是必须遵循的原则。没有把安全第一的方针深入地贯彻到矿井生产的各个环节中去，没有处理好煤矿生产建设与安全的关系，甚至有时把安全与生产对立起来，提出“事故难免”、“生产如打仗”、“出事故就是交学费”等等错误的论点。搞生产建设，完全不死人，我们今天还做不到，也许还要一个很长的历史时期才能做到，但目前的事实是本来可以不发生的事故却大量地发生了。根据统计70%以上的事故是由于违章指挥，违章作业造成的。难道违章生产是不可避免的吗？将生产比作战争也不是很恰当的，战争是政治斗争的继续，是武器的较量，战争双方一切活动都是互相保密的，这和生产完全不同。煤矿生产的规律，人们已经基本掌握了，瓦斯、煤尘超限点火要爆炸；煤炭自燃会发火；粉尘能够引起尘肺病；冒顶能够砸死人。只要尊重科学按规律办事，就可以避免牺牲，怎能和战争相比？交学费的论点也是给冒险作业、违章指挥找借口。没有经验，没有完全摸清规律，付出代价是难免的，但现实的情况是同类事故在同一地点、同一单位多次重复发生。学费交到什么时候才能改变不重视安全生产的错误思想呢？

围绕“安全第一”出现的各种思想与问题的解决，首先要从理论上弄清安全第一的生产方针。我们说，安全第一的方针是在生产的范畴内制订的，是以安全与生产中的其它经济、技术指标包括产量、质量、效率、成本、利润等指标相比较而提出的。所以安全第一

的前提条件是生产，没有煤矿生产就无所谓煤矿安全。而安全第一的对比条件则是矿井生产中的各项经济、技术指标。也就是说，在组织生产中完成各项经济、技术指标和产量指标时，要把安全指标放在第一位。安全的对立面是灾害或事故，二者共处于生产这个统一体中，它们互为存在的条件，互相对立，并在一定的条件下互相转化。如果说生产中不存在各类灾害的因素，没有危险，不发生事故，也就没有安全问题。正是因为在煤矿生产中经常遇到各类灾害，容易发生危险事故，从而使人们逐渐地积累了安全生产的经验，摸索出了安全生产的规律。只要按照科学的客观规律组织生产，就能够防止各种灾害的发生，消除事故，将危险转化为安全。安全第一的方针是在煤矿生产实践中提出的，是人们经历了多次的惨痛教训总结出来的，付出了血的代价才认识到的。为取得生产上的主动权，为了掌握我们自己的命运，摒弃靠侥幸过日子的状态，就要牢固地树立起安全第一的思想。

安全第一的方针既是一个理论问题，更主要的还是一个实践问题，必须针对煤矿生产的特点来实践它。

煤矿井工生产是地下作业。它受到多种自然灾害的威胁，不安全因素多。所以在工作中一定要有安全第一的指导思想，严格按照安全规程办事。煤矿生产产品单一，但过程复杂、环节众多。采、掘、运、支、通风、排水、照明、通讯、供电、提升等各个环节都必须相互配合和适应。而每一个环节都会发生一些特有的事故，从而打乱生产秩序，造成生产过程中断，甚至人身的伤害。为此，针对每一个生产环节都要贯彻安全第一的方针，采取切实的安全措施，防止事故的发生，或者控制事故的危害程度。煤矿生产的另一个特点是前期工程往往决定着后续工程是否能够正常的进行。设计决定了生产；开拓、掘进决定了回采。只有在前期工程保质保量按时完成，为后续工程创造必要的安全条件，后期工程才能顺利进行。如果设计和基建过程中没能提供充分的安全条件，矿井投产后将会十分被动。矿井的开拓、通风、提升、运输、排水等任何一个系统不完备，组织好安全生产都是相当困难的。所以安全第一的方针从地勘、设计、建井直至投入生产前的各个时期以及在每一个生产环节里都要认真贯彻。“三边政策”（边勘探、边设计、边投产），“简易投产”（未达验收标准而开始生产）的教训是相当深刻的，我们必须记取。今后煤矿只有从根本上改变技术落后的面貌，提高机械化水平，提高矿井的抗灾能力，才能实现安全生产。我国煤矿目前采掘机械化水平较低（81年统计采煤机械化程度为39.77%），基本上属于劳动密集型企业。人多，发生事故必然导致伤亡大。50年代许多产煤国家，矿井冒顶事故造成的死亡大多占总事故死亡人数的40%，但是自从推广了综合机械化采煤，不仅冒顶事故死亡人数大幅度减小而且事故死亡总人数也大幅度下降。据统计若以80和50年相比，煤矿事故死亡总人数美国减少了30%、西德90%、英国91%、法国96%、日本97%。所以煤炭部领导提出坚定地走机械化道路，贯彻安全第一的生产方针是抓住了根本。当然建立和健全各级安全监察机构，开展安全大检查，学习各项有关的煤矿安全法规与条例，抓安全教育，完善安全技措工程，调整人与人、人与自然之间的关系等，都是结合矿井具体情况，对党的安全第一方针的贯彻与执行。

经过多年 的摸索，我们深刻地认识到一条：那个矿安全生产工作好，生产也一定好；哪个矿安全搞得不好，生产肯定搞不好，一时把生产搞上去，最后也要被事故拖下来。开滦林西矿年产300多万吨，是个有百年历史的老矿、大矿，井深（开采到11水平，深入地下近千米）巷长（主运巷30公里）生产环节多（生产环节上千个）。而且地质构

造复杂，不安全的因素很多。但是他们努力贯彻安全第一的方针，坚持从实际出发，讲究科学办矿，80年8月10日实现了安全生产一周年。四川重庆中梁山煤矿是一个瓦斯突出严重的矿井，建矿与投产初期（60年）曾先后发生两起重大的瓦斯爆炸事故，而且火灾连续发生。面对这种恶劣的自然条件，他们总结了两次重大事故的血的教训，认真贯彻安全第一的方针，经过十多年的努力，摸索出了一整套适合该矿特点的综合治理瓦斯和自然发火的有效措施：开采解放层、矸石充填、抽放瓦斯、防火灌浆、注水防尘等。与此同时还建立了一支通风与治理瓦斯的队伍，最终实现了安全生产，连续18年没有发生恶性瓦斯事故。

党和国家制订了安全第一的生产方针是从关心工人，重视人的价值，从保护人民的最高利益出发的。我们作为未来的煤炭工业战线的工作者，必须认真学习和领会这一重大方针。党的十一届三中全会以来，原煤炭部党委在党中央的正确领导下，再次恢复了“安全第一”的方针。煤矿安全情况有了改善，1979年煤矿工业扭转了事故连续十年上升的局面。80年统配煤矿的百万吨死亡率降到了历史最低水平。但是在安全工作上和世界某些产煤大国相比还有差距，这种情况不仅阻碍着煤炭生产的发展，也和我们国家的社会主义制度性质不相容。改变这种落后的状况，掌握安全的主动权，是我们八十年代的青年煤炭工作者面临的一个重要任务。让我们下定决心，学好课程，掌握先进的煤矿安全学科理论、现代化的科学手段与技术，从根本上改变煤矿安全技术面貌，为促进煤炭工业的顺利发展而献身。

## 第二节 矿山安全法规及安全组织机构

### 一、矿山安全立法

1982年2月13日，国务院发布的《矿山安全条例》和《矿山安全监察条例》<sup>•</sup>是我国现行的两个矿山安全法规，也是社会主义国家的行政法规；是安全生产方针在矿山企业的具体化，也是全体矿山职工的办事章程。有它的严肃性、权威性和相对稳定性，一定要严格执行。

《安全条例》内容分五章共计七十五个条款。第一章总则部分共九条，介绍了《安全条例》制定的基础、作用和执行部门。《安全条例》是为贯彻安全生产方针，坚持安全第一，保障矿山职工在生产中的安全和健康，促进采掘工业的发展，适应社会主义现代化建设的需要而制定的。一切矿山企业、事业单位及其主管部门，都必须执行《安全条例》的规定。并且要求矿山企业必须建立安全生产责任制和安全机构，建立工业卫生机构和矿山救护队，以及专业科研机构，对职工进行安全教育和技术培训。第二章国营矿山，内分七节共五十个条款。第一节基本规定占八个条款，首先要求矿山建设的全过程，从地质勘探设计、建设到生产都必须严格执行《安全条例》和各矿企业主管部制定的矿山安全规程的规定。同时规定了为保证矿山安全，地质勘探报告书必须提供的技术资料；矿山设计的审批程序和参与审批的单位；新建、改建矿井的验收程序和参与验收的单位。另外，对生产矿井提出了保证安全的最基本的要求，如：矿井要有两个单独的能上下人的直达地面的出口；井下应设置路标；煤矿严禁携带烟草和点火工具下井；下井人员携带自救器；井巷断面应当满足通风、运输行人的需要；报废井巷必须及时封闭；矿井要编制灾害预防和处理计划等等。以下六节有开采、通风防护、机电运输、爆破、工业卫生标准和检测、职工健

<sup>•</sup> 本书以下简称《安全条例》和《监察条例》。

康管理等等，都是围绕矿山生产规定的一些业务保安条款和标准。第三章社队矿山，共四条：规定了社队矿山禁止开采的地点，如河滩、堤坝、桥梁及水体下面、铁路、公路、国家保护的建筑物下面以及国营矿山的井田范围内都不允许社队开采。还规定了县、市矿山主管部门对社队矿山的管理措施和最起码的安全要求。第四章责任和处罚共五条，主要是明确了违反本条例的处罚方法，主要领导人、当事人或肇事者应负的责任。第五章附则两条：“各矿山企业主管工业部可结合本产业矿山企业的实际情况，制定贯彻本条例的实际细则和安全规程。各省、自治区、直辖市的矿山企业主管部门，可根据本条例的基本原则，制定社队矿山安全规程”。“本条例自1982年7月1日起施行”。

《监察条例》共十一项条款，规定了我国的矿山安全监察制度、机构、安全监察员的职责以及工作方法。劳动人事部设矿山安全监察局，省、自治区、直辖市劳动局（厅）设矿山安全监察处，在同级劳动部门的领导下负责监督《安全条例》的执行情况。各级安全监察机构的安全监察员由其所属的领导机关任命并发给《矿山安全监察员证》，安全监察员在其负责的范围内，有权随时进入现场检查，有权参加矿山企业召开的有关会议，调阅有关资料，向有关单位或人员了解情况，发现有危及职工安全健康的情况，有权要求立即改正，或限期解决；情况紧急时，有权要求立即从危险区内撤出作业人员。条例施行的日期同《安全条例》。

以上两个条例是国家的行政法规，它的权威性要高于部门或企业制订的其它一切规程。各个工业部门和矿山企业的规程、规范、指令等都必须根据这两个条例的规定来制订，如有违背应当追究其责任。

《煤矿安全规程》<sup>\*</sup>是根据宪法关于“改善劳动条件，加强劳动保护”的规定制定的。是煤矿多年来安全生产的基本客观规律，是指导煤矿安全生产的法规，也是符合两个条例精神和规定的。《规程》全部内容由十五章五百一十二条款以及附录两则组成。

第一章：总则十一个条款，主要阐明了《规程》的指导思想与目的，《规程》是为贯彻执行党和国家的安全生产方针，坚持安全第一，保障煤矿职工的安全和健康，保护国家资源和财产不受损失，促进煤炭工业的发展而制定的。并且明确规定：“煤炭工业的全体干部和工人必须遵守本规程的各项规定。”另外，还提出煤炭工业系统各企事业单位都必须建立干部安全生产责任制和工人岗位责任制；建立各级安全监察机构、安全业务机构、通风防尘机构以及群众安全检查网组织。明确要求矿务局、矿应组织职工进行安全规程和安全技术业务学习和考核；在编制生产、建设规划或计划时应编制安全技术规划与计划，矿务局要建立矿山救护队；矿井要编制矿井灾害预防和处理计划。发生重大事故时，矿务局局长、矿长和总工程师必须立即赶到现场指挥抢救。以下各章有“开采”“通风、瓦斯、煤尘和安全监测”“煤与瓦斯突出”“防火和灭火”“防治水”“爆破材料和井下放炮”“运输、提升和空气压缩机”“电气”“工业卫生”“创伤急救”“矿山救护”“安全技术培训”等共505条。最后两章：奖惩与附则。奖惩规定对贯彻执行《规程》作出成绩，抢救事故有功者予以奖励，而对违章者给予惩处。附则要求矿务局结合具体情况制定补充规定与实施细则，并声明本规程与国家法规有抵触时按国家法规执行。这两章计七个条款。《规程》的每一条款都凝聚着煤矿广大职工群众和煤炭科学工作者的智慧，它包括了安全

<sup>\*</sup> 本书以下简称《规程》

管理工作、安全技术标准的全部内容。生产实践证明，只要加强安全管理，认真执行《规程》，就可以改善煤矿安全生产条件，保证安全生产。因此，要牢固树立安全第一的思想，认真学习、贯彻和执行《规程》。

当前煤矿基础工作薄弱，技术装备和管理水平较低，而且各矿生产条件差别很大，因此《规程》中部分条款目前还难以执行。为了妥善地解决这些问题，原煤炭部本着实事求是的原则又拟定了《执行〈煤矿安全规程〉暂行规定》，《规定》对《规程》中的一百二十八项条款分门别类作了说明。有的限于无相应设备、仪表难以执行的条款如防爆型机车、高压防爆电机及电控设备、大型低压防爆电机及电控设备等可暂不执行；有的设备需求量多，工程量大，需要资金和劳力多，目前难以立即执行的条款，如一些防尘、抽放瓦斯、防治水等重要安全工程的完善配套，自救器、瓦斯检测报警断电仪，同等能力的备用主扇，各种铜芯电缆，双电源和双电源线路的配备等可分别轻重缓急，分期分批执行；还有一些老矿井的主要井巷，工业建筑和主要设备等已经定型，改造工程量大，矿井服务年限将近结束，执行有较大困难的条款，如井口和矸石山相对位置，箕斗提升井架过卷高度，钢丝绳罐道容器与容器间及容器与井壁间的间隙规定等可根据矿井具体情况区别对待，仅余3～5年服务期的老矿可不执行；对安全威胁严重的矿井还要抓紧工作，执行规定。另外，还有一些需要制定执行说明的条款，需要研究的条款，原煤炭部已经统一制定了《〈煤矿安全规程〉执行说明》，并责成有关科研部门列出科研课题进行研究。但是不论属于哪一种情况，都要针对矿井存在的问题，采取相应的安全措施，以防事故的发生。

《说明》是为了执行《规程》中的某些条款而编制的详细说明。它将《规程》条文的要求更加具体化，内容一共九十五项涉及《规程》条款一百零九条。是我们学习、理解《规程》、执行《规程》的一本参考文件。它也是由原煤炭部统一制定的，与《规程》具有相同的法规性质。

除上面介绍的，国务院发布的两个条例，原煤炭部制定的一个规程，一个暂行规定和执行说明外，还有国务院发布的《工人职员伤亡事故报告规程》、劳动人事部制定的噪音、锅炉、压力容器等技术标准和规程等都具有安全立法的性质。完善的安全立法使我们在工作中有法可依、有章可循。历史的经验证明，没有法制不行，古语“没有规矩，不成方圆”，十年动乱期间取消了规章制度，其结果是生产下降、事故增多，所以没有法制是搞不好工作的。自从召开党的三中全会，全国五届人大之后，中央一再提出要加强社会主义法制，在劳动保护，安全生产方面制订了一系列的法规条例等。我们应该努力学好，并在工作中贯彻执行。

## 二、安全组织机构

我国的安全组织机构有两大系统，一是劳动人事部下设的矿山安全监察局，各省、自治区、直辖市劳动局（厅）下设的矿山安全监察处，矿山比较集中的地区、市劳动局下属的矿山安全监察室（组），各级矿山安全监察机构受同级劳动部门的领导，业务上受上级矿山安全监察机构的领导。另一系统是在各个企业内部设立的安全监察机构。原煤炭部、省（区）煤炭局（厅）、矿务局设有安全监察局。各矿由矿务局派驻安全监察站。安全监察

\* 本书以下简称《规定》；\*\*本书以下简称《说明》

站的级别与驻在单位相同。各级安全监察局受同级行政部门的领导，业务上受上级局的指导。两个安全监察系统，前者实行的是国家监督制度，后者是企业内部的监督。但是监督检查不能只靠专职机构，还要依靠群众，建立群众监督网，小组有安全员，人人管生产，人人关心安全才能抓好矿山安全。

矿山救护队在抢险救灾工作中起着很大的作用。《规程》规定矿山救护队由局（矿）长领导。救护队的任务不仅在发生事故时进行救护，同时要参加执行预防事故的工作，要经常下井，检查和了解井下安全情况，将发现的问题及时向领导汇报。

我国还实行兼职的辅助救护队制度，辅助救护队由矿长领导，业务上受矿山救护队指导。

### 三、安全技术教育

安全技术教育是在安全工作上的智力投资，是实现煤矿安全生产的基础工作。《规程》明确规定（第500条）直接从事煤矿井下生产建设的职工，都必须进行强制性的安全技术培训。另外，《规程》（第502条）还明确要求：“对从事井下工作的所有人员都必须培训”。正、副矿长，正、副总工程师，工程技术人员，安全监察站站长等接受培训时间不少于一个月；正副区（科）长，队长，矿山救护和安全检查专职人员接受培训时间不少于一个半月；各类井下工人接受培训时间不少于一个月；新工人接受培训时间不少于两个月，在有经验的工人带领实习四个月，考核合格后，方可独立工作；对安全技术知识更新的职工，每人每年不少于五天；调换矿井和工种的所有井下工作人员，都必须进行重新培训。《规程》中把安全技术培训作为单独一章（第13章）体现了煤炭部领导贯彻安全第一的决心。

## 第二章 矿井瓦斯及其防治

### 第一节 概 述

在煤矿里人们习惯上谈论的瓦斯，系指从煤岩中放出的气体的统称，它的主要成分通常是以甲烷为主的烃类气体。

甲烷是无色、无味、无臭、可以燃烧和爆炸的气体，它对人呼吸的影响同氮气相似，即它的存在降低了空气中氧气浓度，能造成人员窒息<sup>\*</sup>。甲烷对空气的比重为0.554，甲烷的扩散性较强，扩散速度是空气的1.34倍<sup>\*\*</sup>，所以它能较快地散布于巷道空间，当它一旦与空气混合，就不因比重较轻脱离空气而上浮。甲烷的化学性质不活泼，微溶于水(20℃, 101.3kPa时，溶解度3.5L/100L水<sup>(6)</sup>)。在煤矿井下它容易积存在巷道顶板、顶板空洞或无风的盲巷内。根据空气中甲烷浓度和环境条件的不同，它可以缓慢地燃烧，也可以速燃和爆炸。

### 第二节 矿井瓦斯的生成及赋存

#### 一、矿井瓦斯的生成

煤矿井下的瓦斯来自煤层和煤系地层，它主要是腐植型有机物质在成煤过程中生成的。有机物质沉积以后，一般经历两个不同的造气时期：从植物遗体到形成泥炭，属于生物化学造气时期；从褐煤、烟煤直到无烟煤属于煤化变质作用造气时期。甲烷生成量的多少取决于原始母质的组成和煤化作用所处的阶段。腐植质中的角质体、丝质体和镜质体都可生成以甲烷为主的烃气。但是由于它们的化学稳定性的不同，它们在成煤各阶段的表现也不同。角质体在成煤的所有阶段中都伴随着生成烃气；镜质体一般要从气煤-肥煤阶段起才生成烃气，而丝质体仅从半无烟煤阶段起才产生烃气，而且仅生成甲烷<sup>[9]</sup>。在褐煤和烟煤中，角质体的挥发物（包括水）的含量最多，镜质体次之，而丝质体最少。随着煤化作用的加深，煤中的挥发物含量也越来越少，固定碳等残留的固体物质的含量也越来越高。生成甲烷的总量也逐渐增多。

#### 1. 生物化学作用时期瓦斯的生成

泥炭阶段的腐植体，处于生物化学作用时期。在温度不超过50℃<sup>[47]</sup>低温条件下，经

<sup>\*</sup> 设含甲烷空气中氧的浓度为p%，甲烷的浓度为x%。二者的关系如下式：

$$p = 21 \left( 1 - \frac{x}{100} \right)$$

式中 21——正常大气中的氧浓度，%。

当矿井巷道内仅因瓦斯涌出而冲淡空气中的氧时，视甲烷浓度不同，人的生理反应也不同：

当甲烷浓度为19%时，则根据上式计算出氧浓度为17%，人们处在这种成分的大气中会喘息和心跳；当甲烷浓度为43%，即氧浓度为12%时，人呼吸非常短促而困难；甲烷浓度为57%，即氧浓度被冲淡至9%时，人会处于昏迷状态。

<sup>\*\*</sup> 因为气体分子运动的速度与其密度的平方根成反比。

厌氧微生物作用发酵分解成甲烷和二氧化碳\*。

在沼泽、三角洲等水下生成的甲烷，能够比较顺利地扩散到古大气中去，或者溶于水中，然后被水带到地表。在泥炭时期，泥炭的埋深一般不大，其覆盖层的胶结固化也不好，生成的甲烷通过渗透和扩散容易排放到大气中，因此生物化学作用产生的甲烷，一般不会保留在煤层内。

随着泥炭层的下沉，覆盖层的厚度越来越大，压力与温度随之增高，厌氧微生物的生存环境恶化，生物化学活动逐渐减弱直至停止。在稍高的压力与温度作用下，泥炭化的木质素与纤维素便转化成为褐煤。

## 2. 煤化变质作用时期瓦斯的生成

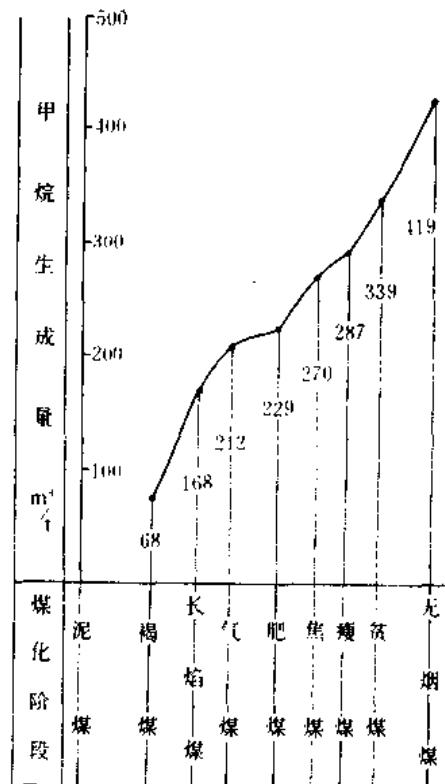
褐煤层进一步沉降，压力与温度的影响随之加剧，煤化变质作用增强。一般认为温度在50~220℃和相应的压力下[47]煤层处于烟煤-无烟煤热力变质造气时期。在这一时期，煤的变质程度越高，其生成的甲烷量也就越多。苏联B·A·乌斯别斯基根据地球化学与煤化作用过程反应物与生成物平衡原理，计算出各煤化阶段的煤生成的甲烷量[10]，根据此量绘制出图2-1。因为泥炭向褐煤过渡时生成的甲烷(68m<sup>3</sup>/t)很容易流失掉，所以估算煤层生成甲烷量时，一般都取褐煤为计算起点。自然界实际的煤化过程远比带有许多假设进行的理论计算（例如B·A·乌斯别斯基的计算）复杂，所以这些数据是近似的，仅可作为估算煤系地层生气能力时参考。

## 二、煤层瓦斯的赋存

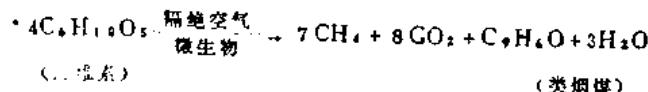
煤层经过漫长地质年代煤化过程生成的瓦斯，在其压力与浓度差的驱动下进行运移，其中大部分脱离产气煤层排放到古大气中；当在运移途中遇到良好的圈闭和贮存条件时，会聚集起来形成天然气藏。留存在现今煤层中的瓦斯，仅是其中的一小部分（占3~24%）。煤层保存瓦斯量的多少，主要取决于封闭条件：如煤层埋藏深度、煤层及围岩的透气性、地质构造等；与存贮条件：如煤的吸附性能、孔隙率、含水程度、温度与压力等。煤层瓦斯赋存的一般规律如下：

### 1. 煤层垂向瓦斯带的划分

当煤层具有露头或在冲积层之下有含煤盆地时，由于煤层内的瓦斯向地表运移和地面空气向煤层深部渗透、扩散的结果，沿煤层的垂向一般会出现四个分带：即“CO<sub>2</sub>-N<sub>2</sub>”、“N<sub>2</sub>”、“N<sub>2</sub>-CH<sub>4</sub>”和“CH<sub>4</sub>”带。各带的气体成分组成及其含量见表2-1和图2-2。



2-1 各煤化阶段的甲烷生成量曲线



“ $\text{CO}_2\text{-N}_2$ ”，“ $\text{N}_2$ ”和“ $\text{N}_2\text{-CH}_4$ ”三带统称为瓦斯风化带。瓦斯风化带的深度视地质条件而异，我国一些矿井的瓦斯风化带深度见表 2-2。“ $\text{CH}_4$ ”带称为甲烷带，该带内气体组分的特点是， $\text{CH}_4$ 的浓度超过80%；气体含量的赋存特点是，煤层的瓦斯含量随深度的

表2-1 煤层垂向各瓦斯带的气体组分[11]

带名(从上往下)	气带成因	CO <sub>2</sub>		N <sub>2</sub>		CH <sub>4</sub>		Ar+Kr+Xe		He+Ne		$\frac{\text{Ar}}{\text{N}_2}$
		% (按体积)	m <sup>3</sup> /t煤	% (按体积)	m <sup>3</sup> /t煤	% (按体积)	m <sup>3</sup> /t煤	% (按体积)	m <sup>3</sup> /t煤	% (按体积)	m <sup>3</sup> /t煤	
CO <sub>2</sub> -N <sub>2</sub>	空气～生化成因	20~80	0.19~ 2.24	20~80	0.15 ~1.42	0~10	0~0.16	0.21~1.44 0.0178	0.0021~ 0.0037~ 0.0561	<0.001	0.012	
N <sub>2</sub>	空气成因	0~20	0~0.27	80~ 100	0.22~ 1.86	0~20	0~0.22	0.61~1.88	0.0037~ 0.0561	<0.001	0.014	
N <sub>2</sub> -CH <sub>4</sub>	变质成因	0~20	0~0.39	20~ 80	0.25 ~1.78	20~80	0.06~ 5.27	0.36~0.81	0.0051~ 0.012	<0.001	0.014	
CH <sub>4</sub>	变质成因	0~10	0~0.37	0~20	0~1.93	80~ 100	0.61~ 10.5	0~0.24	0.004~ 0.0052	0.001~ 0.06	0.014	

增加而有规律的增长，但是增长的梯度因地质条件而定。

甲烷带的上界可按以下的条件确定：

瓦斯压力  $p = 100 \text{ kPa}$  (表压)；

瓦斯组分  $\text{CH}_4 \geq 80\%$  (体积百分数)；

瓦斯含量 ( $x$ ) (煤芯中的甲烷含量)：

气煤  $x = 1.5 \sim 2.0 \text{ m}^3/\text{t}$  可燃物；

肥煤与焦煤  $x = 2.0 \sim 2.5 \text{ m}^3/\text{t}$  可燃物；

瘦煤  $x = 2.5 \sim 3.0 \text{ m}^3/\text{t}$  可燃物；

贫煤  $x = 3.0 \sim 4.0 \text{ m}^3/\text{t}$  可燃物；

无烟煤  $x = 5.0 \sim 7.0 \text{ m}^3/\text{t}$  可燃物

相对瓦斯涌出量  $q = 2 \sim 3 \text{ m}^3/\text{t}$  煤。

## 2. 煤层瓦斯含量

煤层瓦斯含量是指煤层内每吨煤或每  $\text{m}^3$  煤在自然条件下所含的瓦斯量 (标准状况下的  $\text{m}^3$  数)。它的单位是  $\text{m}^3/\text{t}$  煤或  $\text{m}^3/\text{m}^3$  煤。

### 1) 瓦斯在煤体内存在的状态

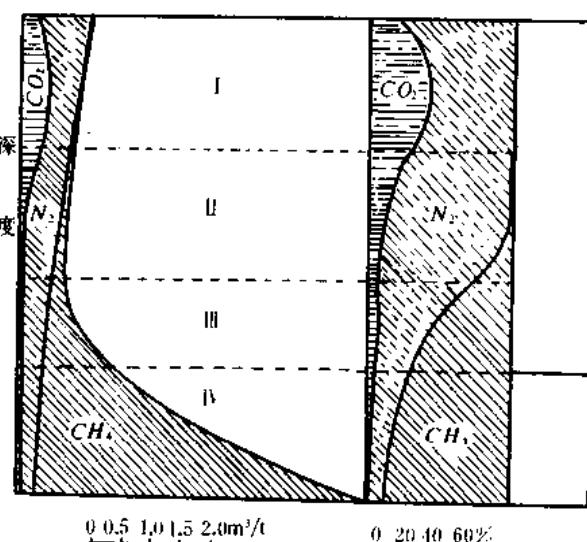


图2-2 煤层垂向瓦斯分带图

I、II、III—三带统称瓦斯风化带；IV—甲烷带

表2-2

中国一些矿井瓦斯风化带深度

矿名	瓦斯风化带深(m)	备注
抚顺老虎台矿	180	
北票台吉矿	115~150	台吉一井为115m，台吉二井为135m，台吉三井为150m。
湖南立新矿	130	
焦作焦西矿	180~200	
六枝四角田矿	60	

瓦斯在煤体内呈两种状态：在煤内小孔<sup>\*</sup>以上包括裂隙空间内的瓦斯主要呈自由状态，称为游离瓦斯或自由瓦斯，由于瓦斯分子的热运动，它显示出一定的压力，这种状态的瓦斯服从气体定律即气体状态方程；另一种称为吸附瓦斯，它主要吸附在煤的微孔表面上和在煤的微粒内部，占据着煤分子结构的空位或煤分子之间的空间[12]。

煤的孔隙与煤化程度有关。从长焰煤到焦煤和瘦煤时孔隙度减少，而到无烟煤时又重新增大，如表2-3所示。我国一些矿井煤的孔隙率见表2-4[13]。

从表2-3中可以看到，煤的微孔隙的容积与总孔隙度同煤化程度的关系不同，它从长

表2-3 煤的孔隙容积（据马克耶夫煤炭安全科研所）

煤 牌 号	挥 发 分 (%)	孔 隙 (m <sup>3</sup> /t)					
		总孔隙		过渡孔与大孔		微孔	
		区间值	平均	区间值	平均	区间值	平均
长焰煤	46~43	0.073~0.091	0.084	0.045~0.070	0.061	0.021~0.028	0.023
气煤	40~35	0.028~0.080	0.053	>0.001~0.058	0.030	0.015~0.034	0.026
肥煤	34~28	0.026~0.078	0.051	>0.001~0.050	0.025	0.019~0.033	0.026
焦煤	27~22	0.021~0.068	0.045	>0.001~0.039	0.019	0.021~0.038	0.026
瘦煤	21~18	0.028~0.065	0.045	>0.001~0.036	0.016	0.022~0.033	0.029
贫煤	17~10	0.034~0.084	0.055	>0.001~0.052	0.022	0.027~0.052	0.033
半无烟煤	9~6	0.041~0.094	0.065	>0.001~0.054	0.023	0.033~0.056	0.044
无烟煤	5~2	0.055~0.136	0.088	>0.001~0.076	0.029	0.049~0.062	0.055

\* 煤是孔隙体，煤内的孔隙可以分为微孔（孔径小于0.01μm）。小孔（孔径介于0.01~0.1μm之间）中孔（孔径介于0.1~1μm之间）；大孔（介于1~100μm之间）和可见孔隙（大于100μm的裂隙）。微孔是吸附瓦斯的主要场所（甲烷分子直径为4.14A°），更大的孔隙是游离瓦斯存在的空间[48]。

表2-4

中国一些矿井煤的孔隙率

矿井	挥发分(%)	孔隙率(%)
抚顺老虎台矿	45.76	14.05
阳泉三矿	6.66	14.1
焦作王封矿	5.82	18.5
鹤岗大陆井	31.85	10.6
本溪田师付矿	13.71	6.7
开滦唐家庄矿	33.16	3.8

烟煤起到无烟煤的是随煤化程度加深而增大。而且其最大值与最小值的离差不超过平均值的30%。

### 2) 煤的游离瓦斯含量

煤内游离瓦斯含量 $X_i$ ( $\text{m}^3/\text{t}$ 煤)按下式计算：

$$X_i = \frac{VPT_0}{TP_0\xi} \quad (2-1)$$

式中  $V$ ——煤的孔隙容积(大于微孔孔隙的容积)， $\text{m}^3/\text{t}$ 煤；

$P$ ——瓦斯压力， $\text{kPa}$ ；

$T_0$ ——标准状况下的绝对温度( $273\text{K}$ )；

$T$ ——瓦斯的绝对温度， $T = 273 + t$ ， $t$ 为瓦斯的摄氏温度；

$P_0$ ——标准状况下的压力，等于 $101.3\text{kPa}$ ；

$\xi$ ——瓦斯的压缩系数，(见表2-5)[11]。

表2-5

瓦斯的压缩系数 $\xi$ 

瓦斯压力 $\times 101.3$ $\text{kPa}$	温 度 (℃)					
	0	10	20	30	40	50
	瓦 斯 压 缩 系 数 ( $\xi$ )					
1	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16	1.20
10	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14	1.18
20	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12	1.16
30	0.92	0.97	1.02	1.06	1.10	1.14
40	0.90	0.95	1.00	1.04	1.08	1.12
50	0.87	0.93	0.98	1.02	1.06	1.11
60	0.85	0.90	0.95	1.00	1.05	1.10
70	0.83	0.88	0.93	0.98	1.04	1.09

### 3) 煤的吸附瓦斯含量

煤的表面积是很大的，每克煤有数十至二百 $\text{m}^2$ ，其中微孔表面积占绝大多数，吸附

瓦斯量主要取决于微孔隙表面积、瓦斯压力与温度。而煤的吸附瓦斯不服从气体定律，而服从兰格缪尔吸附方程。即当温度 $t_0$ 一定时，煤吸附瓦斯量 $X_{t_0}$ 与瓦斯压力 $P$ 的关系可用兰格缪尔方程来表示：

$$X_{t_0} = \frac{abP}{1+bP} \text{ m}^3/\text{t可燃物} \quad (2-2)$$

式中  $P$  —— 瓦斯压力，kPa；

$a$  —— 在该温度下，极限吸附量， $\text{m}^3/\text{t可燃物}$ ；

$b$  —— 取决于温度和煤的吸附性能常数， $\text{kPa}^{-1}$ 。

表2-6 中国一些煤层煤样的吸附试验结果[13]

矿井	煤层	水分 (%)	灰分 (%)	挥发分 (%)	容重 (t/m <sup>3</sup> )	吸附试验结果				
						温度 (℃)	压 力 $\times 101.3\text{kPa}$	瓦斯含量 ( $\text{m}^3/\text{t}$ )	$a$	$b$
阳泉矿区	S <sub>3</sub>	1.02	9.34	7.64	1.39	30	12.96	23.62	41.32	0.0011
白沙红卫	4	2.19	30.18	10.13	1.73	30	12.03	19.27	25.66	0.0024
北票台吉一坑	4	0.63	14.90	17.98	1.46	30	18.05	10.86	14.85	0.0012
天府磨心坡	K <sub>9</sub>	0.99	5.44	18.29	1.36	30	17.39	11.29	17.18	0.0011
南桐	K <sub>2</sub>	0.83	22.87	20.26	1.55	30	11.47	6.6	14.16	0.0018
包头河滩沟		1.32	32.49	27.16	1.37	30	15.58	12.27	20.77	0.0010
淮北芦岭	8	1.25	7.54	32.17	1.37	30	16.70	12.75	21.88	0.0009
抚顺龙凤	4分层	1.52	9.11	33.72	1.41	30	12.00	13.57	22.93	0.0012

$a$ 、 $b$ 值由实验室吸附试验测得。我国一些矿井煤样的吸附实验结果见表2-6。一般 $a$ 值为15~55， $b$ 值为 $(5\sim 50)\times 10^{-4}\text{kPa}^{-1}$ 。

既然后者数值不大，所以在瓦斯压力不大时，吸附瓦斯量与其压力几乎成正比关系；当压力在5000~6000kPa时，煤吸附瓦斯呈饱和状态，即吸附量趋于常数 $a$ 。

温度对煤吸附瓦斯量有很大影响。随着温度的增加，煤吸附瓦斯量下降，如图2-3所示。可以使用经验公式表示这种关系：

$$X_{t_0} = X_{t_0} \exp[n(t_0 - t)], \quad (2-3)$$

式中  $X_{t_0}$  —— 煤层温度为 $t(0\sim 100^\circ\text{C})$ 时的吸附瓦斯量， $\text{m}^3/\text{t可燃物}$ ；

$X_{t_0}$  —— 设煤层煤样在实验室内，当温度为 $t_0$ 时的吸附瓦斯量， $\text{m}^3/\text{t可燃物}$ ；

$\exp$  —— 自然指数函数符号， $e = 2.718$ ；

$n$  —— 系数，可用下式确定

$$n = \frac{0.02}{0.993 + 0.00007P} \quad (2-4)$$

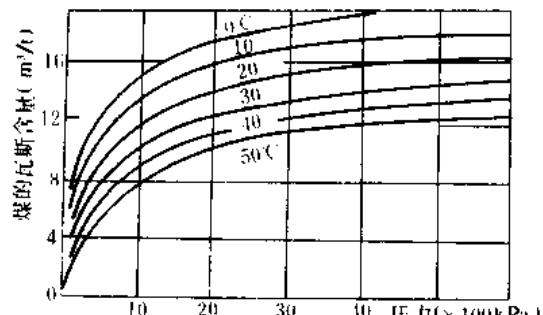


图2-3 不同温度下煤的瓦斯含量与压力的关系

$P$ ——瓦斯压力, kPa。

煤中的水分对煤吸附瓦斯量有很大影响, 因为水分占据微孔的部分表面积。当煤的湿度在 5 % 以内时, 可用下式计算湿煤的瓦斯吸附量  $X_{s+}$ :

$$X_{s+} = X_s \cdot \frac{1}{1 + KW^c} \quad (2-5)$$

式中  $X_s$  —— 温度为  $t$  的干煤瓦斯吸附量 ( $\text{m}^3/\text{t}$  可燃物), 其值可按式 (2-3) 算得;

$W$  —— 煤的湿度, %;

$K$  和  $C$  分别为系数;

对于贫煤  $K = 0.27$  和  $c = 1$

对于肥煤  $K = 0.45$  和  $c = 0.5$

对于褐煤  $K = 0.20$  和  $c = 1$ 。

#### 4) 煤的瓦斯含量

煤层瓦斯含量应该等于吸附含量与游离含量之和 (见图 2-4):

$$X = X_{s+} + X_f \quad (2-6)$$

将公式 (2-1)、(2-5) 代入式 (2-6), 并考虑每吨煤含  $\frac{(100 - A - W)}{100}$  吨可燃物, 则煤的含量:

$$X = \frac{abP}{(1+bP)} \exp[n(t_0 - t)] \cdot \frac{1}{1 + KW^c} \cdot \frac{(100 - A - W)}{100} + \frac{VPT_0}{P_0 T \xi}, \text{ m}^3/\text{t} \text{ 煤} \quad (2-7)$$

式中  $X$  —— 天然煤的瓦斯含量,  $\frac{\text{m}^3(\text{标准状况下})}{\text{t}(\text{煤})}$ ,

$A$  —— 天然煤的灰分, %;

$W$  —— 天然煤的水分, %

其它符号同前。

实测表明, 在目前开采深度 (1000~2000m 以内) 煤层的吸附量占 70~95%, 而游离量占 5~30%。

### 3. 影响煤层瓦斯含量的因素

现今煤层瓦斯含量的大小主要取决于煤层保存瓦斯的地质条件, 即煤层及围岩的透气条件, 地质构造的圈闭条件和煤层本身的存储条件等。现分述如下:

#### 1) 煤层存储瓦斯的条件

##### (1) 煤的吸附特性

煤是天然的吸附体, 它的煤化程度越高, 存储瓦斯的能力越强 (见图 2-5)。因此, 在其它条件相同时, 高变质煤比低变质煤瓦斯含量大。例如阳泉 3 号煤层为无烟煤, 挥发分为 7 % 左右, 当瓦斯压力为 1317kPa 时, 其瓦斯含量为  $25 \text{ m}^3/\text{t}$  煤左右; 而抚顺胜利

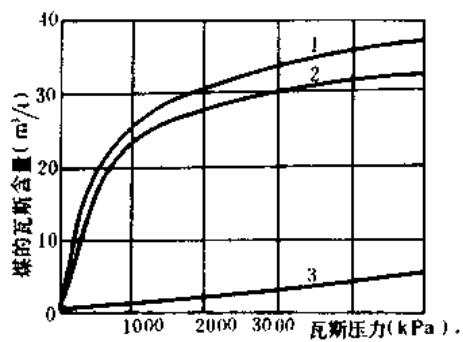


图 2-4 煤的瓦斯含量与瓦斯压力关系  
(某温度下)

矿为气煤，其挥发分为45%左右，当瓦斯压力为1692kPa时，其瓦斯含量仅7m<sup>3</sup>/t煤。

### (2) 煤层有无露头

煤层有无露头，对于煤层瓦斯的存储有很大影响。有露头时，一般存在着瓦斯风化带，在该带内瓦斯含量很低；无煤层露头，煤层又被透气性低的岩层封闭时，瓦斯含量就很大。

例如中梁山煤田，煤层呈覆舟状背斜构造，无煤层露头，上覆岩层被透气性差的石灰岩封闭，煤层瓦斯含量大。该煤田南主井马头门向南掘进20m揭穿k<sub>1</sub>煤层时，曾发生煤和瓦斯突出。

### (3) 煤层埋藏深度

煤层埋藏深度增加，存储瓦斯的条件更为有利。在瓦斯带内，随着深度的增加，煤层瓦斯含量增大。一般矿区的统计资料表明，煤层的瓦斯压力随其埋藏深度的增加而增大：

$$P = m(H - H_0) + P_0 \quad (2-8)$$

式中  $P$  —— 瓦斯带内深度为H(m)处的瓦斯压力，kPa；

$P_0$  —— 瓦斯带内深度为H<sub>0</sub>(m)处已知的瓦斯压力，kPa；

$m$  —— 瓦斯带内瓦斯压力梯度，kPa/m，其值依地质条件而异，一般为6~15，见表2-7。

表2-7 某些矿区瓦斯压力梯度

矿 区	瓦斯压力梯度 (m) (kPa/m)	矿 区	瓦斯压力梯度 (m) kPa/m
红卫煤矿	7	顿巴斯中央区	6.7~20
南桐矿区	10~15	与顿涅茨一马凯 耶夫区	
天府矿区	8~14	库兹巴斯	9.3
六枝矿区	7~15	卡拉干达	6
北票矿区	9~12		

### 2) 围岩的透气性

煤系岩性组合及其上覆下伏岩层的透气性，对煤层瓦斯含量有很大影响。煤系内透气性

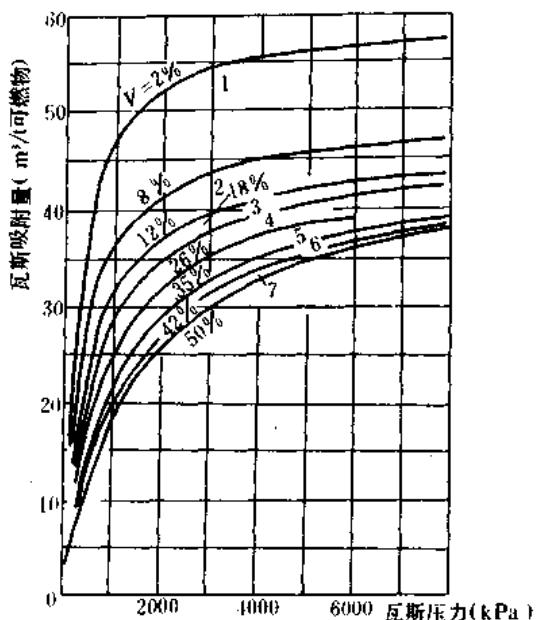


图2-5 不同煤种瓦斯吸附量与瓦斯压力关系 ( $t = 0^\circ\text{C}$ )

1—无烟煤，2—贫煤，3—瘦煤，4—焦煤，5—肥煤；

6—气煤，7—长烟煤； $V$ —挥发分含量

低的岩层(泥岩、细碎屑岩、裂隙不发育的石灰岩等)越厚,占的比重越大,煤层的瓦斯含量越高。煤系下伏与上覆的岩层越致密,横向岩性变化越小越有利于煤层瓦斯的储存。例如重庆地区,六枝矿区和遵义地区等煤和瓦斯突出矿井,煤系内主要岩性均是泥岩、页岩、粉砂岩和石灰岩,其上覆下伏岩层又都是数百米厚的泥岩和石灰岩海相地层,封闭条件好,煤层的瓦斯压力大,瓦斯含量高;反之,围岩是由厚的中粗粒砂岩,甚至是砾岩或者是裂隙溶洞发育石灰岩组成的,瓦斯含量小。例如大同、京西煤田,煤层围岩是透气性大的厚砂岩,煤层的瓦斯含量很低。

### 3) 煤层的地质史

成煤有机物沉积以后直到现今煤化作用阶段经历了漫长的地质年代,其间地层多次下降或上升,盖层加厚或遭受剥蚀、陆相与海相交替变化,以及地质构造运动等。这些地质过程延续时间的长短对煤层瓦斯含量的大小产生巨大的影响。从沉积环境上看,海陆交替相含煤系聚煤古地理环境属滨海平原,往往岩性与岩相在横向比较稳定,沉积物粒度细,煤系地层透气性低。如果其上又遭长期海侵,被泥岩、灰岩等致密地层覆盖,这种地质史的煤层瓦斯含量一般都较高。反之,陆相沉积,内陆环境,横向岩性岩相变化较大,盖层为粗粒碎屑岩,不利于瓦斯的保存,煤层瓦斯含量往往很低。例如湘中湘西煤系地层含煤建造有三期。石炭系下统的测水煤系,属滨海环境,以页岩,砂质页岩为主,含无烟煤2~7层,其上下都为海相泥灰岩、灰岩建造。至二叠系的斗岭煤系止,平均沉积约为1400m的海相致密岩层,致使测水煤系煤层的瓦斯含量很高。现已开采的矿井大多为高瓦斯井,而且有煤和瓦斯突出。斗岭煤系亦属滨海含煤建造,以细粒碎屑岩为主,含煤4~8层(从焦煤到无烟煤),其上遭长期海侵,大面积沉积了平均为700多米的灰岩泥岩等海相地层,因此一般煤层瓦斯含量大,有的煤层还有煤和瓦斯突出危险(如立新煤矿、湖坪、观山、金竹山煤矿等都是高瓦斯而且有严重煤和瓦斯突出危险)。再上为侏罗系石门口煤系,为陆相砂砾岩含煤建造,其上是曾遭多次剥蚀的陆相沉积,该煤系地层的瓦斯绝大部分都排放掉,故瓦斯涌出量很小。

### 4) 地质构造圈闭瓦斯的条件

地质条件是影响瓦斯储存的最重要条件之一。显然,有利的圈闭构造必需要同致密难透气的岩层相配合才能封存瓦斯。

闭合的和倾伏的背斜或穹窿,通常是储瓦斯构造。在瓦斯带内煤层的顶板为致密岩层而又未遭破坏时,瓦斯在背斜的轴部地点积聚和保存下来,形成所谓的“气顶”(见图2-6a、b)。倾伏背斜的轴部地区比相同埋深的翼部的瓦斯含量高。但是当背斜轴的顶部因张力形成连通地表的裂隙时,背斜轴部的瓦斯就会流失掉。

向斜构造会出现两种截然相反的情况:例如辽源煤田和抚顺龙凤井田在其向斜轴部的相对瓦斯涌出量都比翼部小,从几何与煤岩层透气性的观点来看,向斜轴部瓦斯补给区域缩小而地表瓦斯运移的通路扩散以及这些煤田向斜轴部裂隙较发育,煤层透气性较好,有利于轴部瓦斯的流失。但是也有许多矿井,例如南桐煤矿一井,鹤壁六矿等,向斜轴部的瓦斯含量比翼部增高,这些矿井在向斜轴部的顶部岩层受到的挤压应力比底部岩层强烈,强烈地挤压使顶部煤岩层的透气性变小,有利于封闭煤层生成的瓦斯,岩层弯曲受力方向如图2-6f箭头所示。

构造形成煤层局部变厚的大型煤包(图2-6c、d、e),也会出现瓦斯含量增高现象。

这是因为，煤包周围在构造应力作用下，煤层被压薄，形成对煤包的圈闭条件，使其生成的瓦斯难于排放。同理，由两条封闭性断层与致密岩层圈闭的地垒或地堑构造，也可能成为瓦斯含量增高区（见图2-6g、h），特别是地垒，由于有深部补给瓦斯来源，瓦斯含量会明显增大。

断层对于煤层瓦斯含量的影响比较复杂。一方面要看断层（带）的封闭性，另一方面还要看与煤层接触的对盘岩层的透气性。开放性断层（一般是张性、张扭性或导水的压性断层等），不论其和地表是否直

接相通，都会引起煤层瓦斯含量降低。当与煤层接触的对盘岩层透气性大时尤甚。

如图2-7a、b所示。封闭性断层（压性、压扭性不导水断层），煤层对盘的岩层透气性低时，可以阻止瓦斯的排放。在这种条件下，当断层的规模大而且断距长时，由于煤层对盘岩层密封的机率一般较低，所以在断层处往往出现一定宽度的瓦斯含量降低区（见图2-7c）。

据实际统计资料[43、44、45]，各种类型断层带附近瓦斯涌出量均比较小，而稍远离断层，瓦斯涌出量剧增出现高峰区；离断层再远，瓦斯涌出量减至正常值，如焦作朱村矿断层与巷道瓦斯涌出量的关系（见图2-7f）。发生煤和瓦斯突出的强度（一次突出的煤岩重量）与频率（次数）也有类似规律，即距断层两侧数十米乃至二百米左右的区段内，为突出多发地带，如三汇坝一矿突出强度与距断层的远近关系见图2-7e。这些都反映出断层带附近瓦斯含量降低；稍远离断层，瓦斯含量增高，地应力增加，透气性变差有利于保存瓦斯；离断层再远瓦斯含量恢复正常，断层的影响消失。

图2-7d表示煤层被二条逆断层分割成三个段块瓦斯含量分布的不同情况。段块Ⅰ上有露头直通地面，下无深部瓦斯补充来源，煤层瓦斯含量最低；段块Ⅱ，上下都被封闭断层圈闭，瓦斯含量居中；段块Ⅲ，上部被封闭断层圈闭，下部有深部煤层瓦斯来源补充，煤层瓦斯含量最高。

煤层的倾角大小对煤层的瓦斯含量也有影响。一般来讲，在相同的条件下，煤层倾角越小，其瓦斯含量越大。这是因为岩层的透气性一般比煤层低，瓦斯沿层运移的路程随倾角变小而增加的缘故。

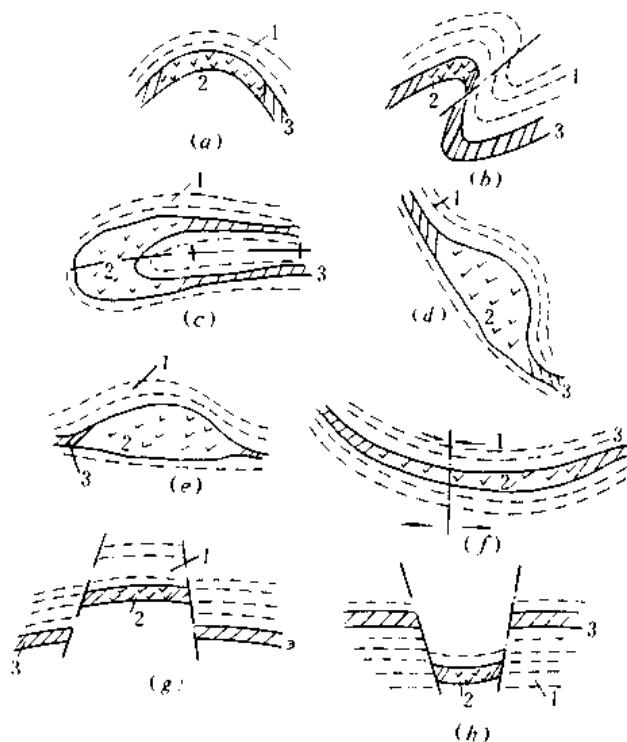


图2-6 几种常见的储瓦斯构造

1—不透气岩层；2—瓦斯含量增高部位；3—煤层

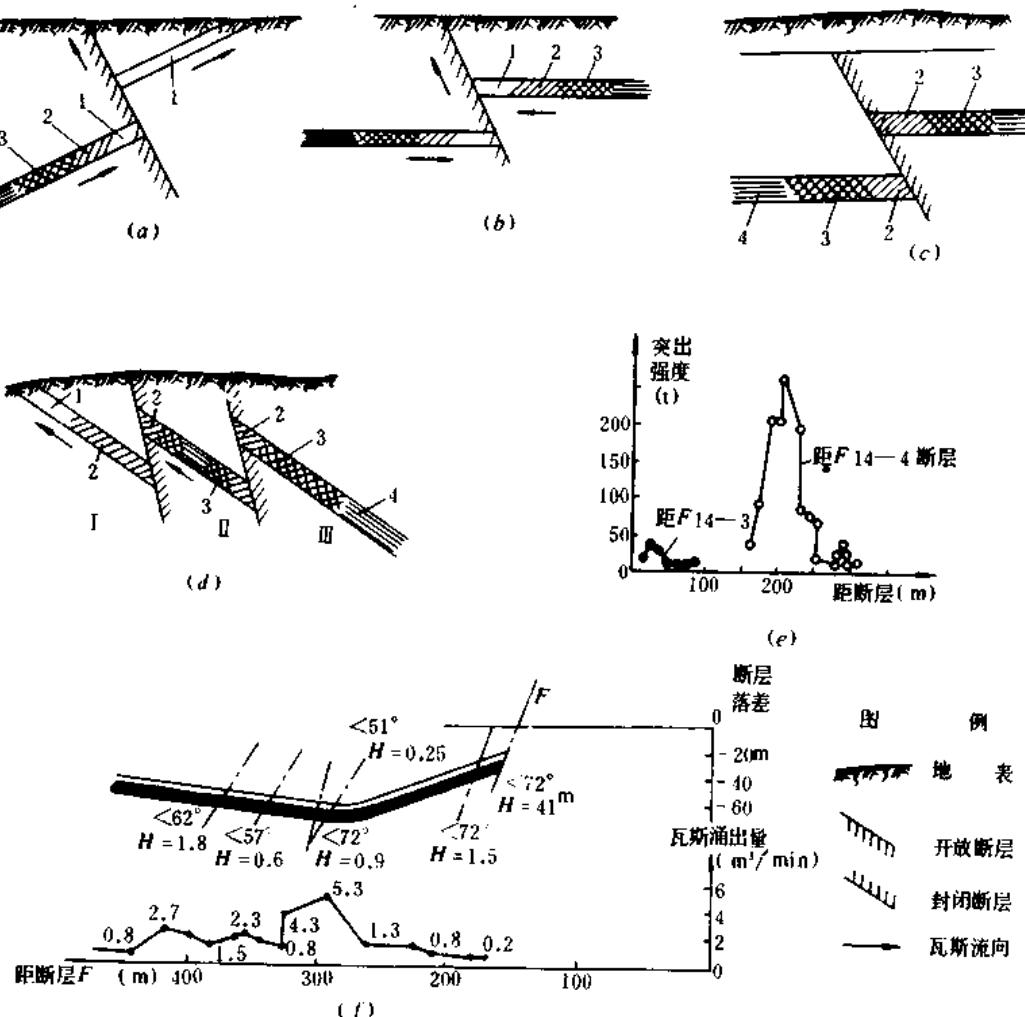


图2-7 断层对煤层瓦斯含量的影响

1—瓦斯丧失区；2—瓦斯含量降低区；3—瓦斯含量异常增高区；4—瓦斯含量正常增高区

煤层埋藏越深，封闭的条件越好，在现代开采深度以内，煤层的瓦斯含量随深度加深而增大。

##### 5) 矿区的水文地质条件

地下水活跃的地区，通常煤层的瓦斯含量减小，这不仅是由于地下水在漫长的地质年代可以带走数量可观的溶解的瓦斯，而且在地下水活跃地区，透气性的天然裂隙比较发育，这些裂隙也成为瓦斯直接渗滤的通路。不可忽视的事实是，在地下水活跃地区内，由于地下水溶蚀一部分矿物质，使地层得到天然卸压，地应力的降低，引起煤层与岩层透性增大，从而加强了煤层瓦斯的流失。湖南不少煤矿都存在着“水大的矿井，煤层瓦斯含量小；反之，水小的矿井，煤层的瓦斯含量大”。

### 第三节 矿井瓦斯涌出

#### 一、矿井瓦斯涌出量及其影响因素

矿井瓦斯涌出量是指在矿井生产建设过程中涌进巷道或管道的瓦斯量。其表达的方法

有两种：绝对瓦斯涌出量——单位时间内涌入巷道的瓦斯量，以体积表示，单位为 $m^3/min$ ， $m^3/d$ ；相对（吨煤）瓦斯涌出量——每采一吨煤平均涌出的瓦斯量，单位是 $m^3/t$ 。两者的关系为：

$$q_s = \frac{q_a}{A} \quad (2-9)$$

式中  $q_s$ ——相对瓦斯涌出量， $m^3/t$ ，  
 $q_a$ ——单位时间内涌入巷道的瓦斯量， $m^3/d$ ，  
 $A$ ——单位时间内采掘地区的产煤量， $t/d$ 。

例：某矿日产煤1000吨，同期绝对瓦斯涌出量平均值为 $5m^3/min$ ，则其相对瓦斯涌出量为

$$q_s = \frac{q_a}{A} = \frac{5 \times 60 \times 24}{1000} = 7.2 m^3/t$$

影响瓦斯涌出量的因素主要有：

## 1. 自然因素

### 1) 煤层和围岩的瓦斯含量

它是决定涌出量大小的决定性因素。煤层瓦斯含量与吨煤瓦斯涌出量虽然单位相同，但其意义却不同，而且数值上也不相等。这是因为涌出量不仅来自于采出煤炭涌出的瓦斯而且还包括井下煤柱、丢失的浮煤以及受采动影响的岩层和邻近煤层涌出的瓦斯，所以吨煤涌出量比开采层的瓦斯含量大。例如焦作矿区开采大煤回采工作面的吨煤涌出量为大煤瓦斯含量的1.2~1.4倍。淮南谢二、谢三两个矿井，开采13号煤层时，吨煤涌出量是该煤层瓦斯含量的1.58~1.73倍，平均1.67倍。

### 2) 开采深度

在甲烷带内，随着开采深度的增加，相对瓦斯涌出量增大，这是因为煤层和围岩的瓦斯含量随深度而增加的缘故。值得注意的是，由于深度的增加，岩层的瓦斯含量增加和透水性减小，开采时围岩的松动瓦斯涌出量增加，使其在采空区瓦斯源中所占的比重增加了。当开采深度超过600m时，采空区瓦斯所占的比重有增大的趋势。

### 3) 地面大气压

地面大气压力降低时引起矿井瓦斯涌出量增加。美国在1910~1960年50年内，有一半的瓦斯爆炸事故发生在大气压力急剧下降时[14]。每一个矿井应掌握本矿瓦斯涌出随大气压力变化的规律，以防事故的发生。

## 2. 开采技术因素

### 1) 开采规模

在甲烷带内，开采越深、规模越大，绝对、相对瓦斯涌出量越高。例如抚顺胜利矿，以1952年平均日产量为基准绝对瓦斯涌出量为 $25m^3/min$ ，而1954年日产量上升到117%而绝对瓦斯涌出量增至 $40m^3/min$ ，增加了60%。在瓦斯风化带内，开采规模对瓦斯的影响甚小。例如开滦林西矿八水平从1959~1970年11年间，平均月产量从540t增至5189t绝对瓦斯涌出量从 $619m^3/d$ 增加到 $5860m^3/d$ ，而相对瓦斯涌出量波动在 $0.98\sim1.55m^3/t$ ，变化不大。

## 2) 开采顺序与回采方法

煤层或分层先开采时，其相对瓦斯涌出量大；后开采时，瓦斯涌出量小。例如辽源煤矿开采厚煤层时，以全煤层平均涌出量为100%，开采第一分层时为180%，第二分层为107%，第三分层为70%，第四分层为47%。

瓦斯工作面开始回采初期瓦斯涌出量小，当顶板第一次冒落以后，由于围岩及邻近层的瓦斯涌入开采层，所以涌出量增加。例如阳泉四矿采用全部陷落法控顶单一长壁工作面，回采推进30~50m后，老顶冒落，大量瓦斯来自顶板邻近煤层，采区瓦斯涌出量为老顶冒落前的5~10倍。老顶周期来压时，瓦斯涌出量也增大。全部陷落控顶法比充填法涌出瓦斯量增加。

## 3) 生产工艺过程

从暴露面（煤层或岩层）采落煤炭和钻孔涌出的瓦斯量，一般都是随着时间的增长而逐渐下降

（见图2-8）。所以，落煤时瓦斯涌出量总是大于其它工序，老顶来压冒落时涌出量高于其它时期。表2-8列出焦作矿务局焦西矿炮采工作面不同工序时瓦斯涌出量的比例关系。

落煤时瓦斯涌出量与煤的瓦斯含量、落煤速度、煤的粉碎程度等有关。据统计，风镐落煤时，瓦斯涌出量可增大1.1~1.3倍；打眼放炮时1.4~2.0倍；采煤机采煤时，1.3~1.6

表2-8 焦西矿炮采工作面不同生产工序时的瓦斯涌出量

工 序	正 常 生 产 时	放 炮	放 顶	移溜子清底
瓦斯涌出量（倍数）	1.00	1.50	1~1.20	0.80

倍，水枪落煤时，2~4倍等[14]，其增加倍数的大小与工作面瓦斯来源的构成有关。开采单一中厚煤层，落煤时增加的倍数比开采有邻近层的煤层要大些。

## 4) 通风压力与通风系统

表2-9 太信一井抽出式通风负压与瓦斯涌出量的关系

矿井通风负压 (Pa)	1668	1619	1472	1373	1275
矿井瓦斯涌出量 ( $m^3/min$ )	22.6	21.9	21.6	20.9	19.6

通风压力对瓦斯涌出的影响同地面大气压力变化对矿井瓦斯涌出的影响相似，抽出式负压增加时，瓦斯涌出量增大，例如辽源太信一井测定了这种影响关系（见表2-9）。

采区通风系统对采区瓦斯涌出分布有重要影响，U型通风系统的回采工作面，其上隅角容易聚积瓦斯，如图2-9所示。当采用U型——尾巷通风系统（图2-10）时，聚积瓦斯点移至采空区内的尾巷入风口，提高了工作面的安全性。Y形与W型通风系统如图2-11、2-12所示。由于靠近工作面的采空区内有漏风通道，采空区与邻近层涌出的瓦斯很少会涌入

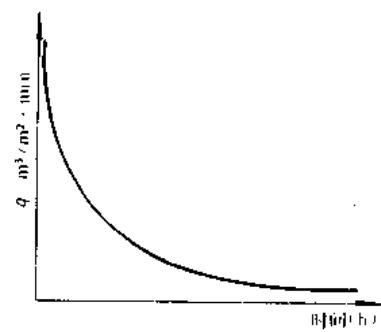


图2-8 从煤层暴露面和采落煤炭内瓦斯涌出量的变化

回采工作面，加之工作面进风多了一条风路，工作面的瓦斯浓度较低，适用于高瓦斯高产要求。

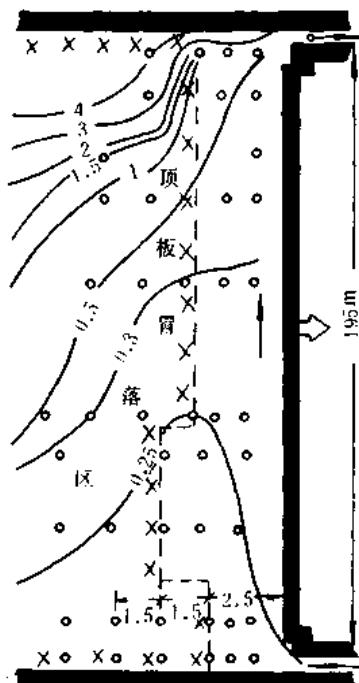


图2-9 综采工作面U型通风系统风流等瓦斯浓度线的分布

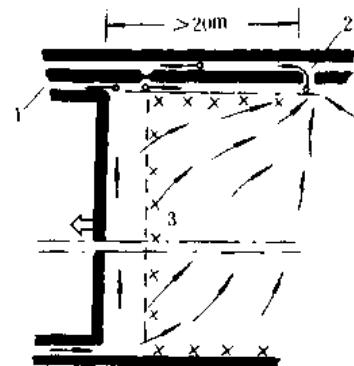


图2-10 带尾巷的U型通风系统  
1—回风巷；2—尾巷；3—顶板冒落区

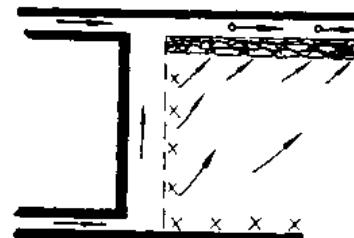


图2-11 Y型通风系统

由于自然、技术条件的差异，各矿影响瓦斯涌出的因素会有很大不同，应该通过实测与理论研究，抓住主要因素与规律进行综合治理。

## 二、矿井瓦斯来源分析与分源治理概念

为了有针对性、有成效地治理瓦斯，首先应查明矿井的瓦斯来源及其所占的比重与数量。瓦斯来源可按水平、翼、采区来划分，这种划分是分配风量的基础之一；也可以按生产的阶段来划分：掘进区、回采区和已采区；或者既按地点又按生产阶段来划分，也可以按开采层（本层）与邻近煤层来划分，以便分源治理。表2-10是按生产的阶段划分瓦斯来源的实例。从表2-10可以看出，不同的自然、技术条件，在生产的不同阶段，其瓦斯涌出量有很大的差别。抚顺龙凤矿与鹤壁梁峪矿开采的是单一厚煤层，掘进巷道涌出瓦斯的比重最大；天府一井与滴道四坑开采的是煤层群，邻近煤层涌出的瓦斯（已采区）比重最大。这些统计数据为处理瓦斯指明了方向。

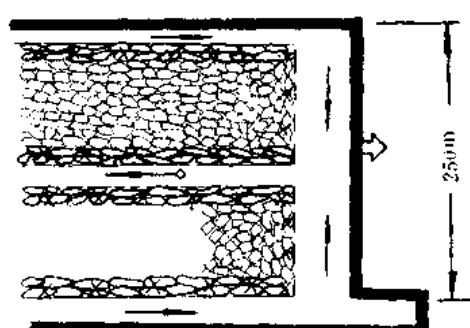


图2-12 W型通风系统

表2-10 按生产阶段分析瓦斯来源

矿 务 局	矿 井	回 采 区 (%)	掘 进 区 (%)	已 采 区 (%)	备 注
抚 顺	龙 凤	30.1	65.2	4.7	1952至1954年平均值， 在此期间用巷道法抽瓦斯
重 庆	天 府 一 井	27.5	18.6	53.9	1955年7月至1956年5月 的平均值
鸡 西	滴 道 四 坑	24.0	20.5	55.5	1956年资料
鹤 壶	黑 岩	30.0	40.0	30.0	1961年至1964年的平均值
阳 泉	二 矿 东 四 尺 井	58.15	18.15	23.70	1971年至1972年的平均值

分源治理瓦斯就是针对瓦斯来源（赋存、涌出规律及其数量）特征，采取相适应的治理技术措施，即通过方案对比选取效果、经济等方面最优的治理方法。

例如对于采空区瓦斯涌出大的矿井，可以采用通风冲淡、密闭、抽放采空区瓦斯以及上述几种措施的综合方案，通过方案比较选取最优方案。再如掘进区瓦斯来源比重大的矿井，根据巷道掘进工程的要求和瓦斯赋存、涌出特征可采取预先抽放煤层瓦斯，边掘边抽放瓦斯（迎头，巷旁）、巷旁隔离、通风冲淡等多种方案，从中选优。对于回采区瓦斯涌出量大，可以采用多种技术方案来分别治理开采层本身不同来源的瓦斯涌出（煤壁暴露面、采落煤炭）和采空区以及上邻近煤层、下邻近煤层涌出的瓦斯。例如采用哪种抽放方法抽放本层瓦斯、邻近层瓦斯、采空区瓦斯；采用哪种工作面通风系统来通风；以冲淡各种瓦斯源的瓦斯（U型、U型-尾巷，Y型、W型系统）等等，从中选优。

### 三、矿井瓦斯等级

世界主要产煤国家大多根据矿井瓦斯涌出形式和涌出量的大小，将矿井分成不同的瓦斯级别，进行分级管理。我国《规程》第137条，按照平均日产一吨煤涌出的瓦斯量和瓦斯涌出形式，将瓦斯沼气矿井划分为：

低瓦斯矿井——10立方米及其以下；

高瓦斯矿井——10立方米以上；

煤与瓦斯突出矿井。

在一个矿井中，只要有一个煤、岩层发现过一次瓦斯，该矿井即定为瓦斯沼气矿井，并依照矿井瓦斯等级的工作制度进行管理。

矿井在采掘过程中，只要发生过一次煤（岩）与瓦斯突出，该矿井即定为煤（岩）与瓦斯突出矿井。

各矿务局每年必须组织进行矿井瓦斯等级和二氧化碳的鉴定工作。

新矿井设计前，地质勘探部门应提供各煤层的瓦斯含量资料，矿井瓦斯等级在设计任务书中确定。

据1981年统计，我国主要煤矿全部都是瓦斯矿井，其中高瓦斯井占29.5%，煤与瓦斯突出矿井占17%，低瓦斯矿井占53.5%。

#### 四、矿井瓦斯涌出量预测

设计矿井或生产矿井的新区（新采区、深部水平），需要预先掌握其瓦斯等级和瓦斯涌出量，作为矿井、水平和采区设计的依据。根据某些已知数据，按照一定的方法预先测算出设计区域巷道瓦斯涌出量的数值，称作矿井瓦斯涌出量预测。

目前，预测相对瓦斯涌出量的方法有两大类：一是矿山统计法；二是瓦斯含量法。前者多用于生产矿井，后者用于新矿井。

##### 1. 矿山统计法

矿山统计法是根据已往矿井生产中的相对瓦斯涌出量与开采深度的统计规律，外推未来深部水平相对瓦斯涌出量的预测方法。

实际使用这种方法时，一般分为两步：首先将矿井历年生产过程中积累的实际相对瓦斯涌出量按其对应的开采深度，按表2-11或图2-13整理填值，计算出相对瓦斯涌出量的梯度 $a$ ；第二步根据相对瓦斯涌出量梯度 $a$ ，外推至预测深部区域，计算出煤层深部开采的相对瓦斯涌出量值。

表2-11 抚顺矿务局用统计法预测相对瓦斯涌出量

龙风矿	开采深度 (m)	200	320	370	400	500
	相对瓦斯涌出量 ( $m^3/t$ )	12.6	25.7	28.8	33.0	41.5
老虎台矿	开采深度 (m)	235	272	320	370	430
	相对瓦斯涌出量 ( $m^3/t$ )	5.8	8.3	13.6	12.7	14.5

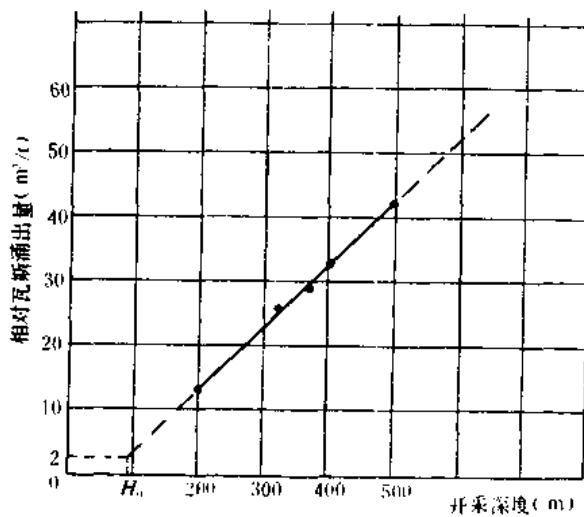


图2-13 龙风矿相对瓦斯涌出量与开采深度的关系

图2-13中的开采深度为某一统计期(日、月、年)矿井产煤的加权平均开采深度 $H$ ,可按下式求得:

$$H = \frac{\sum h_i T_i}{\sum T_i} \quad (2-10)$$

式中  $h_i$ ——统计期内,第*i*采煤区段的开采深度, m;

$T_i$ ——统计期内,第*i*采煤区段的产量, t;

$\sum T_i$ ——统计期内,采煤区段总产量, t

图2-13内的相对瓦斯涌出量为同一统计期内的相对瓦斯涌出量( $q_s$ ),可按下式求得:

$$q_s = \frac{Q_{HC_s}}{\sum T_i} \quad (2-11)$$

式中  $Q_{HC_s}$ ——统计期内,总瓦斯涌出量(包括抽放量), m<sup>3</sup>,

其余符号同上。

通常,在地质条件正常,采矿技术条件不变的情况下,在沼气带内,相对瓦斯涌出量与深度呈近似线性关系,如图2-13所示。该线斜率的倒数,称为瓦斯涌出量梯度( $a$ ),它表示相对瓦斯涌出量每增加1m<sup>3</sup>/t增加的开采深度(m/m<sup>3</sup>/t),可按下式求得

$$a = \left( \frac{H_2 - H_1}{q_2 - q_1} \right)^n \quad (2-12)$$

式中  $H_1$ 、 $H_2$ ——分别为甲烷带内的两个开采深度, m;

$q_1$ 、 $q_2$ ——对应于 $H_1$ 、 $H_2$ 深度的相对瓦斯涌出量, m<sup>3</sup>/t;

$n$ ——指数,在现代开采深度条件下,一般为1;

以龙凤矿为例, $a = \frac{400 - 200}{33 - 12.6} = 9.8 \text{ m/m}^3/\text{t}$ 。表明在龙凤矿条件下,在甲烷带内,开采深度每增加9.8,相对瓦斯涌出量增加1m<sup>3</sup>/t。

有了生产水平的瓦斯涌出量梯度,就可以按下式预测深部水平的相对瓦斯涌出量

$$q_s = q_0 + \frac{H - H_0}{a} \quad (2-13)$$

式中  $q_0$ ——甲烷带上边界的相对瓦斯涌出量,一般定为2~3m<sup>3</sup>/t;

$H_0$ ——甲烷带上边界(或瓦斯风化带下边界)的深度, m。

据顿巴斯地区矿井瓦斯涌出的统计资料, $H_0$ 和 $a$ 与煤的牌号有关,如表2-12所示[35]。由于抚顺龙凤矿的地质条件和采矿技术条件与顿巴斯地区不同,龙凤矿(气煤)的 $H_0$ 和 $a$ 值与表2-12所列的不同。因此表只供类似地质、采矿条件的矿井参考。

例如:已知龙凤矿瓦斯涌出量与开采深度的关系,如表2-11图2-13所示,预测开采深度为600米时的相对瓦斯涌出量为:

$$q_s = q_1 + \frac{H - H_1}{a} = 41.5 + \frac{600 - 500}{9.8} = 51.7 \text{ m}^3/\text{t}$$

为了比较精确地预测相对瓦斯涌出量,应该在矿井开采层面图上标出各个已采区段的相对瓦斯涌出量,把相对瓦斯涌出量相同的点连成等相对瓦斯涌出量线。对于外推的区

表2-12

煤的牌号	H <sub>o</sub>	a	地层含煤条件
气煤和长焰煤	500	30~40	含煤系数0.012~0.022
半肥煤	450~500	20~25	(即百米地层含煤总厚1~2米,而
焦煤	150~200	15~20	可采层厚通常小于煤层总厚的1/2)
半粘结煤	100~150	10~15	岩层中分散的可燃物含量0.026。
瘦煤和无烟煤	50~100	5~10	即开采层厚:非开采层厚:分散可燃物厚=1:1:26

域，根据对应地点的瓦斯涌出量梯度与底板等高线的深度，用虚线画出预测的等相对瓦斯涌出量线，如图2-14所示。这种等瓦斯涌出量线图清晰简明，不仅反映出倾斜方向上瓦斯涌出量变化，而且也反映出走向方向上的变化。

使用矿山统计预测相对瓦斯涌出量时，须注意以下两点：

- 1) 此法只适用于甲烷带内, 外推的深度不应超过 100~200m,  $a$  值越小, 外推的深度也应越小, 否则可能有较大的误差。

2) 预测精度决定于原始统计资料的精度与数量以及预测区域同已采区域在地质条件和开采技术条件上的相似程度。因此应该根据地质、采矿技术条件,把煤层划为若干区,在每个区内地质,采矿条件相似,进行分区预测。平时注意积累瓦斯涌出量资料,提高原始资料的测量精度。预测后,应根据验证资料不断修正不当之处,并分析产生误差的原因,以便进一步提高预测的准确性。

对于煤层倾角小的煤层，有时使用相对瓦斯涌出量斜深梯度较为方便。这时，预测涌出量公式中的垂深也相应改为斜深长度。

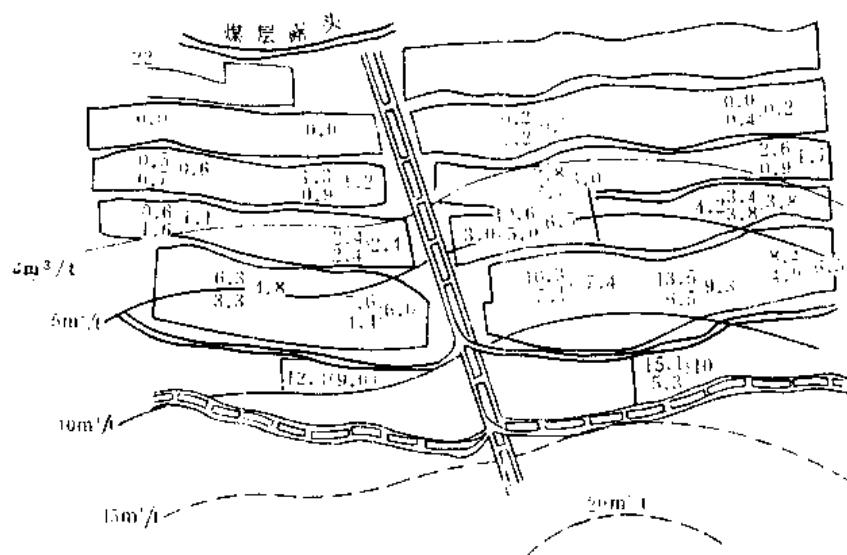


图2-14 煤层等瓦斯涌出量线图

## 2. 煤层瓦斯含量法

### 1) 单一煤层开采时相对瓦斯涌出量

$$q_s = (1 + n')(X - X_1) + Z(X - X_2) + \left(K + \frac{m_1 \gamma_1}{m \gamma}\right)(X - X_3) \quad (2-14)$$

式中  $q_s$  ——回采相对瓦斯涌出量,  $m^3/t$ ;

$n'$  ——围岩涌出瓦斯量占回采煤层瓦斯涌出的比例系数, 应实测得出, 无实测值时, 对于全部陷落法管理顶板, 可考虑  $n' = 0.2$ , 局部充填法,  $n' = 0.15$ , 全部充填法  $n' = 0.1$ ;

$m_1, m$  ——分别为残留分层、回采分层的厚度,  $m$ ;

$\gamma_1, \gamma$  ——分别为残留分层、回采分层煤的容重,  $t/m^3$ ;

$Z$  ——煤柱煤量占回采煤量的百分比, %;

$K$  ——采空区残留浮煤占回采煤量的百分比, %;

$X$  ——开采层原始瓦斯含量,  $m^3/t$ ;

$X_1$  ——运出采区的煤残留的瓦斯含量, 可实测, 无实测资料时, 可参考表 2-13 选取,  $m^3/t$ ;

$X_2$  ——煤柱残留瓦斯含量,  $m^3/t$ 。

$X_3$  ——采空区残留煤的残余瓦斯含量,  $m^3/t$ 。

例: 某矿开釆单一煤层, 煤厚 8m, 分层下行全部陷落法开采, 煤层的挥发分为 20%, 固定炭 70%, 煤层瓦斯含量 20  $m^3/t$ , 求开采第一分层(采高 2m)时采区的相对瓦斯涌出量。

表 2-13 煤的挥发分与残留瓦斯含量  $X_1$  的关系[13]

挥发分 %	2~8	8~12	12~18	18~26	26~35	35~42	42~50
$X_1 (m^3/t)$ 可燃物	12~8	8~7	7~6	6~5	5~4	4~3	3~2

根据题意  $n' = 0.2$ ,  $X_1 = \frac{20+70}{100} \times 5.5 = 5 m^3/t$  煤;  $\gamma_1 = \gamma$ 。并设  $X_2 = 12 m^3/t$ ,  $X_3 = 7 m^3/t$   $Z = 20\%$ ,  $K = 5\%$ 。

由含量法公式 (2-14) 得

$$\begin{aligned} q_s &= (1 + 0.2)(20 - 5) + 0.2(20 - 12) + \left[0.05 + \frac{(8 - 2)}{2}\right](20 - 7) \\ &= 59.25 m^3/t。 \end{aligned}$$

开采第一分层采区相对瓦斯涌出量为 59.25  $m^3/t$ 。

### 2) 开采有邻近层的煤层时的相对瓦斯涌出量

$$\begin{aligned} q_s &= (1 + n')(X - X_1) + Z(X - X_2) + \left(K + \frac{m_1 \gamma_1}{m \gamma}\right)(X - X_3) \\ &\quad + \sum_{i=1}^n q_{s,i} \end{aligned} \quad (2-15)$$

式中  $n$ ——向开采层采空区涌出瓦斯的邻近层的数目；

$q_{e,l}$ ——第 $l$ 邻近层向开采层采空区涌出的相对瓦斯量（可从瓦斯来源测定或瓦斯含量测定其值） $\text{m}^3/\text{t}$ ，其它符号同前。

如果邻近层的瓦斯含量与开采层相同，而且邻近层涌出的瓦斯量随着距开采层的距离增加而成直线减小，当层间距达到极限距离 $h_j$ 时，实际上就不再向开采层涌出瓦斯。那时，第 $l$ 邻近层向开采层涌出的瓦斯量可以用下式近似求出[35]：

$$q_{e,l} = \frac{m_l}{m} (X - X_1) \left(1 - \frac{h_l}{h_j}\right) \quad (2-16)$$

式中  $m_l$ ——第 $l$ 邻近层（或煤线）的厚度， $\text{m}$ ；

$h_l$ ——第 $l$ 邻近层距开采层的法线距离， $\text{m}$ ；

$h_j$ ——邻近层向开采层采空区涌出瓦斯的极限距离，此值可以实测得出，无实测值时，可按下式（2-17）近似求得：

$$h_j = N m (D \pm \cos\alpha) \quad (2-17)$$

式中  $N$ 与 $D$ ——分别决定于顶板管理方法、层间岩性结构的系数，它们可根据矿井观测资料来确定；

$\alpha$ ——煤层倾角；

+——适用于上邻近层；

-——适用于下邻近层。

当缺乏观测资料时，对于采厚 $m \leq 2.5\text{m}$ 条件下可以考虑：

$N = 60$ ，使用全部陷落法管理顶板时；

$N = 45$ ，使用局部充填法管理顶板时；

$D = 1.2$ ；

对于 $m > 2.5\text{m}$ ，必须根据试验资料来确定。

例：某矿开采煤层群，自上而下：1号层厚 $0.4\text{m}$ 、2号层厚 $4\text{m}$ 、3号层厚 $1\text{m}$ 、4号层厚 $0.2\text{m}$ 。1、2号层间距 $15\text{m}$ ，2、3号层间距 $10\text{m}$ ，3、4号层间距 $5\text{m}$ ，采用全部陷落法管理顶板，各煤层的瓦斯含量都是 $20\text{m}^3/\text{t}$ 。煤层倾角 $10^\circ$ ，各煤层煤的容重相同，煤的挥发分为 $12\%$ ，固定碳 $68\%$ 。现决定首先分层开采2号煤层：第一分层采高 $2\text{m}$ ，采空区残留浮煤损失 $5\%$ ，其残留瓦斯含量为 $8\text{m}^3/\text{t}$ 。采区煤柱损失为 $15\%$ ，煤柱残留瓦斯含量为 $10\text{m}^3/\text{t}$ 。试预测开采2号煤层第一分层时相对瓦斯涌出量。

根据题意已知：

$$X = 20 \text{ m}^3/\text{t}, n' = 0.2, X_1 = 7 \times \frac{(12 + 68)}{100} = 5.6 \text{ m}^3/\text{t},$$

$$\gamma_1 = \gamma_2 = \gamma_3 = \gamma_4, X_2 = 10 \text{ m}^3/\text{t}, X_3 = 8 \text{ m}^3/\text{t},$$

$$Z = 0.15, K = 0.05, m = 2\text{m}, m_1 = 4 - 2 = 2,$$

$$h_j(\text{上}) = N m (D + \cos\alpha)$$

$$= 60 \times 2(1.2 + \cos 10^\circ) = 262 \text{ m} \quad (\text{对于上邻近层})$$

$$h_j(\text{下}) = 60 \times 2(1.2 - \cos 10^\circ) = 25.86 \text{ m} \quad (\text{对于下邻近层})$$

$$q_{e,l} = (1 + 0.2)(20 - 5.6) + 0.15(20 - 10) + \left[0.05 + \frac{(4 - 2)}{2}\right](20 - 8) +$$

$$\begin{aligned}
 & \frac{0.4}{2}(20 - 5.6) \left(1 - \frac{15}{262}\right) + \frac{1}{2}(20 - 5.6) \left(1 - \frac{10}{25.86}\right) \\
 & + \frac{0.2}{2}(20 - 5.6) \left[1 - \frac{(10+5)}{25.86}\right] \\
 & = 17.28 + 1.5 + 12.6 + 2.72 + 4.42 + 0.6 = 39.12 \text{ m}^3/\text{t}
 \end{aligned}$$

答：开采 2 号煤层第一分层时采区的相对瓦斯涌出量为  $39.12 \text{ m}^3/\text{t}$ 。

## 第四节 矿井瓦斯喷出及其预防

### 一、瓦斯喷出的分类与特点

大量的承压状态的瓦斯从可见的煤、岩裂缝中快速喷出的现象叫作瓦斯喷出。

由于瓦斯喷出在时间上与空间上的集中性和突然性，所以对安全生产的威胁很大。一旦发生可以造成局部地区瓦斯积聚，甚至使采区或矿井的一翼充满高浓度瓦斯，致使人员窒息；也可能引起瓦斯爆炸或火灾等事故。

从瓦斯喷出裂缝的显现原因不同，可分为地质来源的和采掘地压形成的两大类：

#### 1 瓦斯沿原始地质构造洞缝喷出

高压瓦斯沿原始地质构造孔洞或裂缝喷出。这类喷出大多发生在地质破坏带（包括断层带）、石灰岩溶洞裂缝区、背斜或向斜轴部储瓦斯区以及其它储瓦斯构造附近有原始洞缝相通的区域。这类瓦斯喷出的特点：往往流量大，持续时间长，无明显的地压显现现象。喷瓦斯裂缝多属于开放性裂缝（张性或张扭性断裂），它们与储气层（煤层、砂岩层等）、溶洞或断层带相通。例如中梁山煤矿南井，390m 水平北茅口灰岩大巷掘进中与石灰岩溶洞裂缝贯通发生瓦斯喷出。1960年9月4日，北一石门北 56m 处，放炮揭穿连通溶洞的两条横向裂缝，缝宽10~100mm，随炮声响起一声轰鸣，像压气管破裂似的大量瓦斯喷出，“雾”气弥漫，充满整个回风巷道。两小时后测得流量为  $486 \text{ m}^3/\text{min}$ ，喷出持续两周，共喷出瓦斯  $36 \text{ 万 m}^3$ 。此处正处在背斜轴部区，距断层破坏约 40m。茅口灰岩位于煤层群底板，如图2-15所示。

#### 2 瓦斯沿采掘地压形成的裂缝喷出

高压瓦斯沿采掘地压显现生成的裂缝喷出。这类喷出也往往与地质构造有关，因为在各种地质构造应力破坏影响区内，原有处于封闭状态的构造裂隙在采掘地压与瓦斯压力联合作用下很容易张开、扩展开来，成为瓦斯喷出的通路。若地压显现是突然发生，瓦斯喷出也必然是突然的，这就更增加了危险性。这类喷出的特点是喷出频发时伴随着地压显现效应，出现多种显现预兆，喷出持续的时间较短，其流量与卸压区面积、瓦斯压力和瓦斯含量大小等因素有关。地压显现时的卸压区，其裂隙由封闭型变为开放型，成为瓦斯喷出的通路。瓦斯源就是煤层卸压区内存储的瓦斯。例如图2-16所示的南桐一井0307半煤岩掘进及0307上段回采工作面的两次瓦斯喷出就属这一类[15]。

1) 1970年11月19日6时3分，0307半煤岩大巷掘进时发生瓦斯喷出。该巷沿 3 号煤层掘进、该处已变薄无煤，但层位正常；距底板内的 4 号煤层 6.3m（4 号煤层有煤和瓦斯

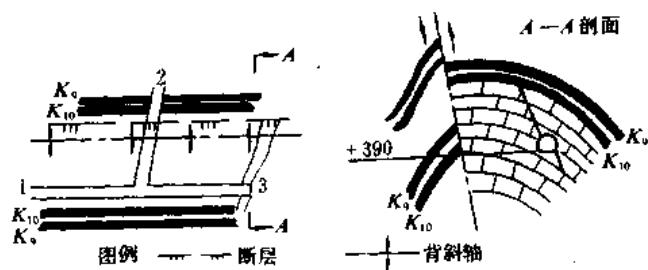


图2-15 中梁山南井390m水平北茅口灰岩大巷瓦斯喷出  
地点地质构造示意图  
1—北茅口灰岩大巷；2—北一石门；3—瓦斯喷出裂隙

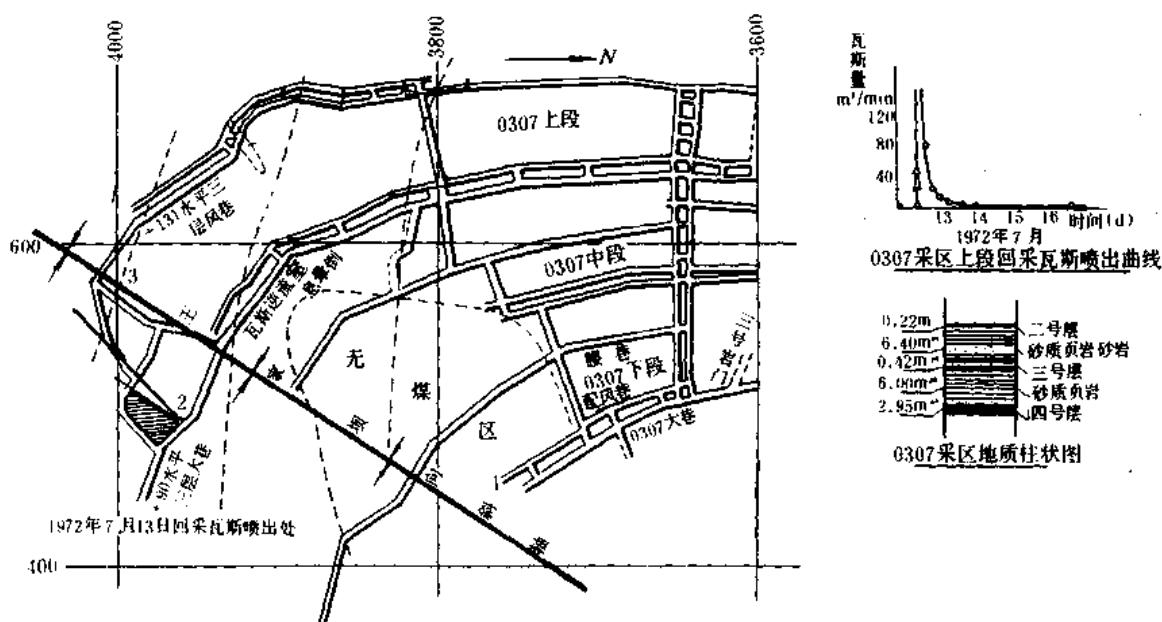


图2-16 南桐一井0307大巷与0307上段回采工作面瓦斯喷出  
1—0307半煤岩大巷掘进瓦斯喷出地点；2—0307上段回采工作面瓦斯喷出位置；3—王家  
坝向斜轴

突出危险)。正处于王家坝向斜轴部，离轴线100m，距地表垂深345m(见图2-16)，喷出的前一天，发现距巷道掘进头20~40m处的巷道支架来压，停止掘进作业，进行支架修理，但压力显现更强烈，当班修好的支架也被压断。19日4时20分，发现底板有机枪声，伴有微弱底鼓现象。人员撤出后，在6时3分发生瓦斯喷出，距喷出处120m以外，发现逆流冷风，测得最大瓦斯喷出量120m<sup>3</sup>/min(6时56分测定)，延续喷出244小时，总喷出量44600m<sup>3</sup>以上。喷出后，发现大巷严重底鼓垮塌20m，配风巷也有15.4m的长度出现底鼓。部分支架破坏。

2) 1972年7月13日1时45分，0307上段回采工作面发生瓦斯喷出。该工作面煤厚0.4m，倾角27°，距地表垂深310m，采高0.6m，工作面斜长40m，用全部陷落法管理顶板，本开采层是下部4号层(严重煤和瓦斯突出危险)的解放层。层间距6m，其层间岩层柱状图及

瓦斯喷出前后工作面的瓦斯喷出量见图2-16。从图上可知，该工作面位于王家坝向斜轴部。距轴线60m，距潜伏断层40m，因断层与煤层倾向斜交，所以工作面回采区呈三角形。当工作面回采346m<sup>2</sup>（上部已采6.6m，下部16.8m）的面积时，突然来压，底板向上隆起，最高鼓起0.5~0.6m，支柱大量折断推倒。喷出前发现工作面下部有丝丝声响，底板分层煤变软、湿润，当班进班时发现底板破裂声响。采煤时，来压声激烈，人员撤退到上风巷和溜子顺槽后，随即发生了喷出。工作面进风量为200m<sup>3</sup>/min，瓦斯逆风流运动距离达180m以上，开始有芳香气味，瓦斯浓度在50%以上。估计瓦斯喷出时流量为500m<sup>3</sup>/min以上，四小时后测得喷出量为26m<sup>3</sup>/min，延续109小时，总喷出量为75100m<sup>3</sup>。喷出后，在腰巷下部的工作面内，底板全部鼓起，最大裂缝顺煤层倾斜方向，宽度100mm以上，裂缝处发现岩石有断层擦痕及方解石脉充填物。本区内主要断层的断裂走向为北西80°左右，瓦斯喷出后底板裂缝走向为北东20°。从断层面的擦痕与填充方解石等现象分析，认为主要断裂裂缝是原有的，回采的地压与煤层瓦斯压力利用了这些薄弱面，致使底板沿这些断裂面突然隆起，原来处于封闭状态的裂缝变成开放裂缝，4号煤层随之卸压，所储瓦斯沿裂缝喷到3号层的工作面。

综合上述实例分析，可以认为，当上解放层与突出危险层的层间距过大时，上解放层掘进或回采工程都可能发生卸压瓦斯喷出事故，特别是在地质构造破坏区危险性更大。喷出瓦斯源是突然卸压煤层（上述实例的4号煤层）所含的高压瓦斯。这类喷出前均有预兆：地压活动显现加剧，支架来压破坏；煤层变软、湿润；瓦斯流动声响等。掘进工作面所发生的这类喷出，都发生在距掘进工作面一定距离（如20~30m）的巷道内，表明这类喷出是发生在一定卸压面积条件下。影响这个面积值的因素有层间岩石力学性质、层间距大小、喷出源的瓦斯压力，地质构造破坏程度以及地应力大小等。

## 二、瓦斯喷出的预防

### 1. 第一类瓦斯喷出预防方法：

1) 加强地质工作。施工前一定要通过前探钻孔探明采掘区域与岩巷（井）前方的地质构造，溶洞裂缝的位置分布以及瓦斯的储量。对于溶洞及断层带和无吸附能力的砂岩、石灰岩洞缝的储瓦斯容积可用下式估算：

$$V = \frac{QP_e}{P_1 - P_2} \quad (2-18)$$

式中  $V$ ——储瓦斯洞缝的容积，m<sup>3</sup>；

$Q$ ——井下测试时，两次测压期间从洞缝排出的瓦斯量，m<sup>3</sup>；

$P_1$ ——排放瓦斯之前，洞缝的瓦斯压力，kPa；

$P_2$ ——排放瓦斯后的剩余瓦斯压力，kPa；

$P_e$ ——测试地点的大气压力，kPa。

对于有吸附能力的岩层（包括煤层）按煤岩的瓦斯含量与储气层煤岩的储量来预计。

根据瓦斯压力和洞缝的大小预先制订好防治喷出的设计与安全措施。

2) 利用封堵、引排、抽放等综合方法处理瓦斯。当用通风方法不能使井巷的瓦斯浓度降到《规程》规定的浓度时，就要采用隔离气源利用专门管路排出的方法。当喷出量小，裂缝不大时，可用罩子或其它设施（铁风筒。金属溜槽或2~3mm厚的铁板等）将喷出裂

隙封盖好，并利用管路把瓦斯引排到回风巷或地面。如果面积大，可以安设数个引排罩。设置引排罩时，先在喷出口周围挖出30~40mm的沟槽，然后用引排罩盖上，在罩子四周用混凝土或黄泥填实，利用管路借助瓦斯压力排出或在6.665kPa负压下抽出。如图2-17b所示。

不能使用引排罩时，可以打钻孔抽放，钻孔直径为45~110mm。也可以先砌筑混凝土井壁或巷道碹体，然后在碹壁外注水泥浆封固，同时壁后插管可将瓦斯引排到回风流或地面（如图2-17a）。

当瓦斯喷出十分强烈不能采用上述方法时，必须把喷出瓦斯巷道密闭。通过密闭墙把瓦斯抽出或引入回风巷。为了放水、抽瓦斯和取气样，在密闭墙上应安设三个直径为Φ35mm的插管：一个为抽放瓦斯管，最好安有孔板流量计（以便测定流量）；一个是放水管在密闭墙下部，为了水封瓦斯应作成U形，一个取样用，平时用塞子堵严。

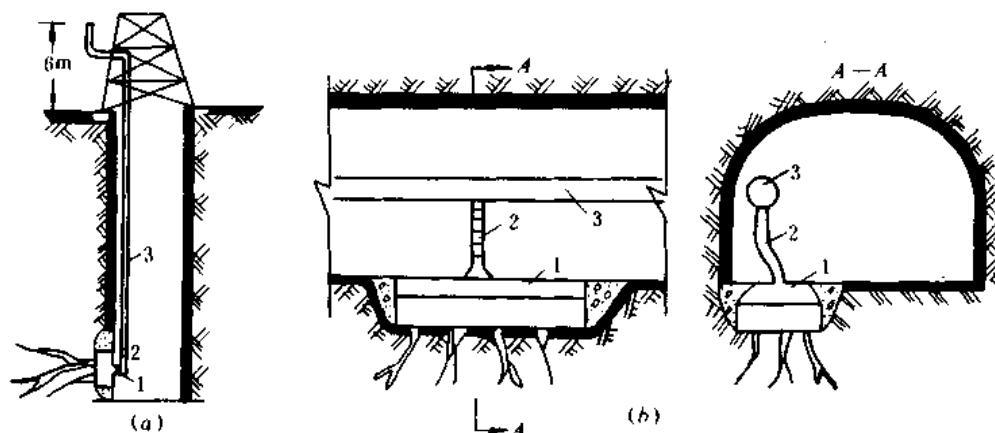


图2-17  
1—引排瓦斯罩；2—软管；3—瓦斯管

中梁山煤矿在积存瓦斯的灰岩溶洞区掘进时，为了探明前方地质构造和防止瓦斯喷出，采用巷道探钻措施，见图2-18。钻孔超前工作面至少10m。为了钻眼排水方便，钻孔呈3~4°仰角。当钻孔遇到瓦斯喷出源时，封孔抽放瓦斯。

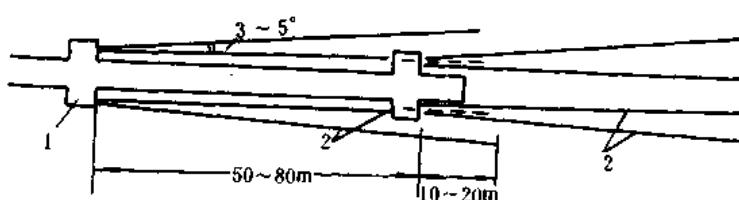


图2-18 巷侧前探钻孔布置示意图  
1—钻场；2—钻孔

- 3) 搞好通风和严格瓦斯检查制度、防止瓦斯超限。
2. 第二类瓦斯喷出预防方法：

《规程》第178条规定，开采矿近距离煤层时，必须采取安全技术措施，防止被解放层

初期卸压的瓦斯突然涌入解放层的采掘工作面。

- 1) 搞好地质工作。除查清地质构造外，还应掌握住层间岩石性质与厚度的变化，邻近层的瓦斯压力和煤层瓦斯含量，地压的大小等，以便根据喷出的危险性制订预防措施(包括防止瓦斯爆炸与防止窒息事故措施)。
- 2) 根据初期卸压面积计算卸压瓦斯量。根据这个瓦斯量及瓦斯喷出的危险程度确定预排初期卸压瓦斯钻孔的数量及孔位。尽可能提高抽放瓦斯负压，以求增大预排瓦斯量。南桐鱼田堡矿在邻近突出煤层瓦斯初期卸压位置打密集钻孔抽放卸压瓦斯，或打密集穿层钻孔进行水力冲孔，这两种方法都收到良好效果，消除了初期卸压喷出大量瓦斯的现象[42]。
- 3) 加强职工安全教育，人人掌握瓦斯喷出预兆，配备隔绝式自救器，熟悉避灾路线。
- 4) 搞好顶板管理，加强支架质量检查，必要时采取人工卸压措施，以防大面积突然卸压。
- 5) 搞好工作面通风，加强瓦斯检查，掌握瓦斯涌出动态与抽放动态，以便预报瓦斯喷出。

## 第五节 煤与瓦斯突出及其预防

### 一、概述

煤矿地下采掘过程中，在很短时间(以秒或分计)内，从煤(岩)壁内部向采掘工作空间突然喷出大量煤(岩)和瓦斯( $\text{CH}_4$ 、 $\text{CO}_2$ )的现象，称为煤(岩)与瓦斯突出，简称突出。它是一种伴有声响和猛烈力能效应的动力现象。它能摧毁井巷设施，破坏通风系统，使井巷充满瓦斯与煤粉，造成人员窒息，煤流埋人，甚至引起火灾和瓦斯爆炸事故。因此，是煤矿中严重的自然灾害。

1834年3月22日，法国鲁阿尔煤田伊萨克矿井在急倾斜厚煤层平巷掘进工作面发生了世界上第一次有记载的突出。支架工在架棚子时，发现工作面煤壁外移，三个工人立即撤离，巷道煤尘弥漫，一人被煤流埋没死亡，一人窒息牺牲，一人幸免于难，突出煤炭充满13m长的巷道，煤粉散落长度15m，迎头支架倾倒[16]。

1879年4月17日，比利时的阿格拉波2号井，向上掘进580~610m水平之间联络眼时，发生了当时在世界上第一次猛烈的突出。突出强度420t煤，瓦斯50万 $\text{m}^3$ 以上。最初瓦斯喷出量 $2000\text{ m}^3/\text{min}$ 以上。瓦斯逆风流从提升井冲至地面，距该井口23m处绞车附近的火炉引燃了瓦斯，火焰出露井口高达50m，井口建筑物烧成一片废墟，2小时后火焰将熄灭时，又连续发生7次瓦斯爆炸(每隔7分钟一次)，井下209人，死亡121人，地面3人烧死，11人烧伤[16]。

迄今为止，世界各主要产煤国家都发生过煤和瓦斯突出现象，如表2-14所示。世界上最大的一次煤与瓦斯突出发生在1969年7月13日苏联加加林矿，在710m水平主石门揭穿厚仅1.03m煤层时，发生了这次突出，突出煤14000t，瓦斯25万 $\text{m}^3$ 。

我国有文字记载的第一次煤与瓦斯突出是1950年吉林省辽源矿务局富国西二坑，在垂深280m煤巷掘进时突出。到1979年末已有205处矿井共发生了7765次突出。最大一次突出强度为12780t，喷出瓦斯120万 $\text{m}^3$ ，它是1975年8月8日在天府矿务局三汇坝一矿主平峒放

震动炮揭穿6号煤层时发生的。我国突出的气体，除甘肃窑街矿务局三矿与吉林营城煤矿五井是 $\text{CO}_2$ 外，其余多为以 $\text{CH}_4$ 为主的烃类气体，而且这些绝大多数突出是发生在掘进工作面，其中以石门揭穿煤层的突出强度为最大。

表2-14 国外煤和瓦斯突出简表

国 家	统 计 期 (年)	突 出 次 数 (次)	最 大 突 出 强 度 (t)	喷 出 气 体	始 突 深 度 (m)	注
法 国	1834~1968	6608	5600	$\text{CH}_4\text{CO}_2$	180	
苏 联	1906~1981	5621	14000	$\text{CH}_4$	120	另有砂岩和瓦斯突出3293次
波 兰	1894~1980	1556	5000	$\text{CO}_2\text{CH}_4$	80	最大突出时瓦斯量82万 $\text{m}^3$
日 本	1926~1964	1000	3000	$\text{CH}_4$	260	
匈 牙 利	1834~1968	550	1400	$\text{CH}_4$	140	
澳 大 利 亚	1895~1982	425	1000	$\text{CH}_4\text{CO}_2$	130	
加 拿 大	1932~1968	475	560	$\text{CH}_4\text{CO}_2$	200	
捷 克	1894~1979	380	420	$\text{CH}_4\text{CO}_2$	80	
比 利 时	1847~1968	约300	1600	$\text{CH}_4$	180	
联 邦 德 国	1903~1982	213	750	$\text{CH}_4$	200	1981、8、26伊本 盘伦矿煤巷突出 750t煤, 2.11万 $\text{m}^3$ $\text{CH}_4$
英 国	1921~1972	192	1000	$\text{CH}_4$	200	
美 国	1921~1982	160	3000	$\text{CH}_4$		1904、11、17莫里 森矿突出煤34t瓦 斯7.5万 $\text{m}^3$ (11)
保 加 利 亚	1933~1972	106	320	$\text{CH}_4$	120	

突出的固体物主要是煤炭，有时伴有岩石。从本世纪五十年代起，世界上不少矿井开采深度已超过700m，砂岩与瓦斯（或二氧化碳）突出频繁发生，例如苏联已发生砂岩-瓦斯突出3293次，最大一次突出砂岩2372t。我国吉林省营城煤矿五井，在距地表垂深439m处，于1975年6月13日在全岩掘进的平巷工作面，突出砂岩1005t， $\text{CO}_2$ 11000 $\text{m}^3$ 。

## 二、煤与瓦斯突出的分类及其特征

### 1. 按突出现象的力学特征分类

1) 煤与瓦斯(沼气或二氧化碳)突出(简称突出)。发动突出的主要因素是地应力和瓦斯压力的联合作用,通常以地应力作用为主,瓦斯压力作用为辅,重力不起决定作用,实现突出的基本能源是煤内积蓄的高压瓦斯能。因此,突出现象的基本特征是:

(1)突出的固体物具有气体搬运的特征,颗粒呈分选性堆积;煤、岩被瓦斯流运至远处,随巷道拐弯,向上抛至一定高度,煤堆积坡度小于煤的自然安息角。

(2)突出的固体物具有被高压气体粉碎的特征。大量的极细的微尘是突出时煤被高压瓦斯膨胀粉碎的结果;有时突出物被捣固压实,需要用镐来清理。

(3)突出时有大量瓦斯(甲烷或二氧化碳)喷出,瓦斯逆风流前进。一百吨以下的中型突出,瓦斯逆流为数十米;一千吨以下的大型突出,瓦斯逆流为几百米;超过千吨的特大型突出,瓦斯逆流达千米以上,能严重破坏矿井通风系统与设施。

(4)突出孔洞口小肚大,呈梨形、倒瓶形。其轴线往往沿煤层倾斜向上伸延或与倾向线成不大的夹角,长数米至数十米,有时看不到孔洞,被位移的煤或碎煤所充填。

2)煤突然压出并涌出大量瓦斯(简称压出)。发动与实现煤压出的主要因素是受采动影响所产生的地应力,瓦斯压力与煤的重力是次要的因素。压出的基本能源是煤层所积蓄的弹性能。因此,压出的基本特征是:

(1)压出固体物按弹性能释放的方向堆积,即压出的煤堆积在原来位置的对面,或在煤自重的参与下偏向铅垂方向;煤堆积坡度一般小于自然安息角。

(2)压出的煤呈大小不同的碎块,杂乱无章,有时煤整体位移,向外鼓出。

(3)压出时有大量瓦斯涌出,有时从压裂裂缝喷出瓦斯,但极少见到瓦斯逆流现象。

(4)压出时往往出现楔形、缝形或袋形孔洞,口大肚子小,外宽内窄,深度一般为数米,不少压出实例没有孔洞。

(5)压出可推走设备,折断支架。

3)煤突然倾出并涌出大量瓦斯(简称倾出)。发动倾出的主要因素是地应力,即结构松软、饱含瓦斯、内聚力小的煤,在较高的地应力作用下,突然破坏,失去平衡,为其位能的释放创造了条件。实现突然倾出的主要力是失稳煤体的自身重力。因此,倾出的基本特征是:

(1)倾出的煤按重力方向堆积,即堆积在原来位置的下方。煤堆积的坡度等于自然安息角。

(2)倾出的煤呈大小不同的碎块,杂乱无章。

(3)倾出时伴随大量瓦斯涌出,但一般无瓦斯逆流现象。

(4)倾出一般都有规则的孔洞,呈舌形、梨形、袋形等口小腔大形状,孔洞轴线沿煤层倾斜方向伸延,其倾角大于 $45^{\circ}$ ,位于原集中应力带内,孔洞的深度数米至数十米。

这三类动力现象的发动力都以地应力为主,所以它们的预兆相似,对震动以及引起应力集中的因素都非常敏感。在应力集中地带、地质构造带、松软煤带等都易发生这三类动力现象。凡能使地应力得到缓和和衰减的措施(例如开采解放层等)都可以减弱甚至消除它们的发生。但是实现这三类动力现象的基本能源不同,根据动力现象的力学特征,一般不难区分它们,从而采取不同措施,“对症下药”。在突出危险煤层内,瓦斯、地应力、煤的重力是同时存在的,而且前两者又相辅相成(实验证明地应力增大区,瓦斯压力增大;瓦斯

含量高，瓦斯压力增大地区，地应力也因此而增大），所以具体的地质、采矿条件不同，这些力的显现也不一样，这样，可能发生不同类型的动力现象，也可能由某一类导致另一类动力现象。实际上也会遇到不易准确划分的中间类型或混合类型。例如同时具有倾出和压出的某些特征，这时，就要仔细观察，抓住现象的主导因素和特征，作出判断。显然预防措施也应针对这个主要因素。突出的瓦斯量比突出煤所含的瓦斯量大很多，表明多余的瓦斯来自突出孔周围的卸压煤体。

## 2. 按突出的强度进行分类

突出强度是指每次突出现象抛出的煤（岩）数量（以t为单位）和涌出的瓦斯量（以m<sup>3</sup>为单位）。由于瓦斯量的计量较难，暂以煤（岩）数量作为划分强度的主要依据。据此，可分为：

- 1) 小型突出：强度小于100t；
- 2) 中型突出：强度100（含100t）至500t；
- 3) 大型突出：强度500（含500t）至1000t；
- 4) 特大型突出：强度等于或大于1000t。

## 3. 煤层或区域突出危险程度的分类

实践证明，各煤层与煤层内各区域的突出危险程度是不同的。为了满足安全生产管理上的需要，应对矿井和煤层或区域的突出危险程度进行分类。

## 三、突出的特点与实例

各类突出，由于它们的类型不同，发生与发展的边界条件与内部条件也不一样，即地应力、瓦斯压力、瓦斯含量在空间与时间上的分布以及煤体的稳定性不同，这些影响突出发生与发展的因素的变化，造成各自突出的特点。表2-15列出了我国某些矿区各类情况下的突出统计资料。从中可以看出，最有利于突出发生与发展的地点是在石门中。

表2-15 一些矿区各类采掘工作面突出统计

矿 区	突出次数/每次平均突出强度(t)							
	石 门	平 卷	上 山	下 山	回 采	打 钻	岩 卷	合 计
重庆 地 区 (天府、南桐、松 藻、中梁山等局矿)	54/451	240/47	131/35.5	5/41.6	127/56.7	38/37.5	1/	596/85.5
北票 矿 务 局	97/138	320/34.5	496/24.3	2/11	18/60	15/6.2	2/	950/39.7
红 卫 煤 矿	13/1090	116/93.3	33/40.5	9/14.9	27/32.8	13/13.3	0	211/130.5
六 枝 矿 务 局	5/1168	20/34	46/111	9/98	0	4/4	0	84/140

下面按采掘工作面类型，对其突出的特点及影响因素进行简要分析。

### 1. 石门

石门揭穿煤层的突出，以放炮揭露时最为常见。延期突出虽然次数较少，但对安全的

威胁较大。这类突出大多发生在煤结构不均质的地质构造带内，爆破没有炸出规定的断面，形成了不稳定的力的平衡条件。过煤门发生的突出与揭露时的突出相似，它所揭开的是煤层内部一个一个的小分层，而这些不同的小分层突出的危险性与条件也是不同的。

石门突出的特点是强度大，造成的破坏性也强，在整个揭穿煤层过程中都存在突出危险，甚至揭穿同一煤层时发生两次突出。由于石门突出的强度大，瓦斯逆流可达数千米，可以构成整个矿井的危险环境，所以必须认真防范，严格管理。

实例：南桐矿务局鱼田堡矿+150m水平主要运输石门，自顶板方向揭穿4号煤层。该处距地表垂深325m，煤层倾角30°，煤厚2.4m，煤层松软，顶板正常，底板有小错动。揭煤前测得瓦斯压力716kPa（表压力），因为打测压钻时钻孔曾突出1t粉煤，所以测得的瓦斯压力值偏低，以后在同一水平相邻区测得瓦斯压力为2256kPa。石门工作面距4号煤层2m时，曾听到十多次声响。第一次放震动炮揭开煤层时，突出煤粉86t，岩石20t，瓦斯约4500m<sup>3</sup>（见图2-19）。

瓦斯浓度正常后，恢复煤门掘进。在第二次突出前一个班发现煤炭变暗，层理紊乱，煤壁往巷道空间鼓动，有煤流出，工作面发冷。当放底带炮破4号煤层底板时，又发生第二次突出，突出煤粉1473t，岩石80m<sup>3</sup>（见图2-20），瓦斯逆流，冲出进风立井井口到地面。

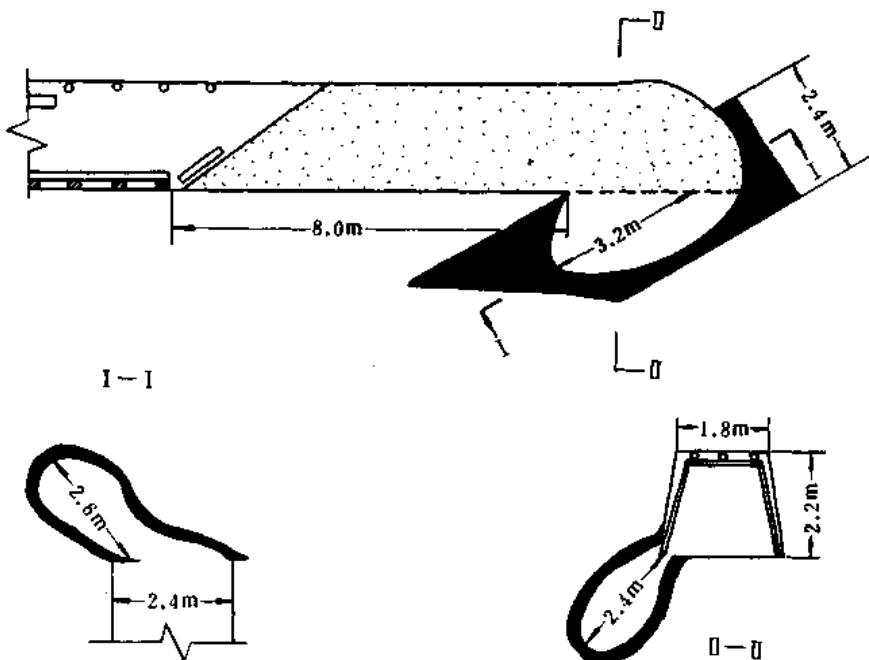


图2-19 南桐鱼田堡矿主要运输石门自煤层顶板揭穿煤层突出图

从该例可知，突出发生在地应力较大（垂深达325m），瓦斯压力较高，煤强度低，煤结构遭摧毁破坏，层理紊乱的地点。这两次突出都是由放炮引起，说明爆破的深揭作用与震动作用有利于诱导突出。在放炮瞬间，地应力突然重新分布，不仅使媒体受到附加的

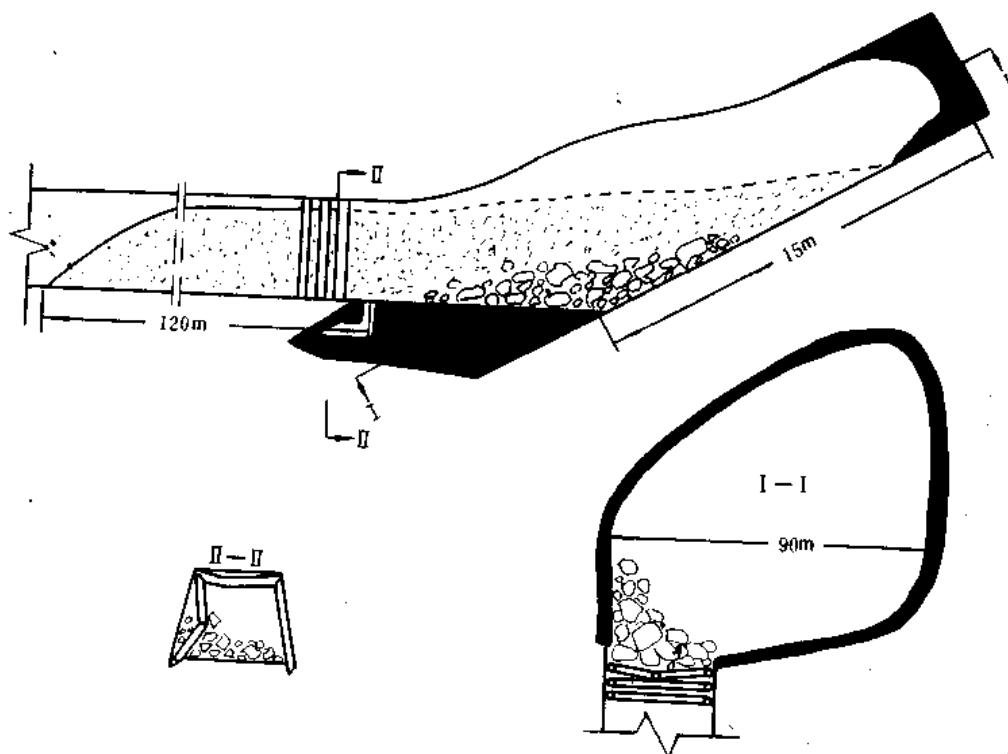


图2-20 第二次突出图

动载荷作用，而且新暴露煤壁内的地应力梯度，瓦斯压力梯度，煤强度降低等都达到较高的数值。由于围岩的透气性比煤层小得多，石门揭开煤层前，煤层内的瓦斯未经排放，保存着原始的高压状态。在煤岩交界面两侧，岩石的力学性质相差悬殊，这种岩性的差异造成变形的突变（即变形不连续），因为应力是靠变形来传递的，这样就形成煤岩交界面两侧的应力突变（应力不连续）。当放炮揭开煤层的瞬间，煤体内地应力状态突然改变，一方面煤壁内的地应力梯度可以达到很高的数值，在煤岩交界应力突变处此值更高，另一方面新暴露煤壁由原来三向受力状态变为二向受力，其强度大减，如果它承受不住这个高地应力的冲击和高压瓦斯的膨胀作用，就可能触发突出。从瓦斯流动场来看，石门揭开煤层一部分厚度时，煤层内瓦斯流动属径向流动，其瓦斯压力梯度最高，此时有利于突出的发动与发展。由于煤自重的参预。所以突出孔多向上方伸延。在有利的条件下，特大型突出孔可沿煤层向上伸延40~60m远，直到巷道被抛出的煤堵死时，突出才逐渐停止下来。

## 2. 煤层平巷

与石门相比，在煤巷突出类型中，典型突出所占的比重大为减少，而压出与倾出所占的比重增加，突出的平均强度显著降低，见表2-17。这是因为煤巷工作面前方的瓦斯属于二维流动，瓦斯压力与瓦斯压力梯度均较石门降低，而且在工作面前方，一般不具备地应力突变的煤岩交界面，所以发生的突出多为小型突出。在特殊场合，例如在邻近煤层中留有应力集中系数很高的煤柱的上方或下方或在本层内两巷对掘等条件下，因为应力叠加造成地应力值和地应力梯度都很高，能够封闭住高压瓦斯，所以也会产生特大强度的突出。

**实例：**北票矿务局三宝一井-175m水平2石门西9B煤层平巷突出。见图2-21。该区小断层小褶曲发育，大面积火成岩侵入强烈，使9B煤层顶板变成厚达12m的火成岩，底板为

火成岩和砂页岩，靠近顶板7m厚煤层为变质煤，底部4~5m厚为正常煤，煤层倾角25°，煤巷断面5.5m<sup>2</sup>。为预防突出，打排放瓦斯钻孔8个，孔径75mm，孔深最深10m，最浅6.3m，平均8m多。排放17天后，又向前掘进3.8m，此时距3号石门还有12m煤柱，工作面煤炮声连续不断，在10分钟内可听到82响。突出前在掘进工作面打炮眼10个深1.0m。放炮声响后，约4~5分钟又感到两次强烈震动，发生煤与瓦斯突出。工作面前方12m煤柱全部被摧毁，两巷贯通，两巷共210m全长充满粉煤，突出煤量1500t，沼气10万m<sup>3</sup>以上。当两个掘进工作面相距12m时，

使工作面前方煤柱内的集中应力叠加倍增，在放炮的诱导下产生突出。因此在应力异常地区应该避免两巷同时相向作业，同时必须采取有效的卸压措施防止突出的发生。

### 3. 上山

上山掘进中，倾出的发生明显增多，在急倾斜煤层尤其如此，这是因为煤的自重参与的缘故。缓倾斜煤层的上山突出强度与平巷差不多，倾斜与急倾斜煤层上山突出强度，一般比平巷小。如果在邻近煤层中留有煤柱的上方或下方煤层内掘进上山，那么倾出的强度大大增加，可达到数百吨。

实例：六枝矿务局六枝矿五采区二中巷上山倾出。该上山沿7号煤层掘进，煤层倾角55°，煤厚4m，其上部邻近层1号、3号煤层已采但留有煤柱，突出点正位于这个煤柱的下方，见图2—22。附近有一个压扭性断层，煤质松软，岩石破碎。倾出前发现煤壁掉渣，决定加强支护。支架时煤层来压，支架发出响声，随即倾出。倾出的煤全部为碎煤，无分选现象，堵满上山。孔洞沿倾斜向上延伸，孔洞倾角与煤层倾角一致。倾出的孔洞与上顺槽贯通。倾出煤量500t。

### 4. 下山

下山掘进突出只见到两种类型，即典型突出与压出。重力在下山表现为突出的阻力，所以一般见不到倾出。下山突出的平均强度与平巷差不多。因为下山掘进所占的比重很小，重力又阻止突出，所以突出的次数也最少。典型的下山突出一般也看不到孔洞。

实例：天府矿务局磨心坡矿峰区沿9号煤层掘进临时斜井，向下掘至距地表374m深处时发生突出，突出煤炭121t，沼气11万m<sup>3</sup>。见图2—23。煤层倾角59°。斜井掘进坡度31°。煤层厚度4.5m，地质构造正常。突出前发现煤变软，层理紊乱，顶板裂缝有丝丝声，有“冷气”喷出，临突出前手镐落煤时听到类似跑车的轰鸣声，紧跟着一声巨响而

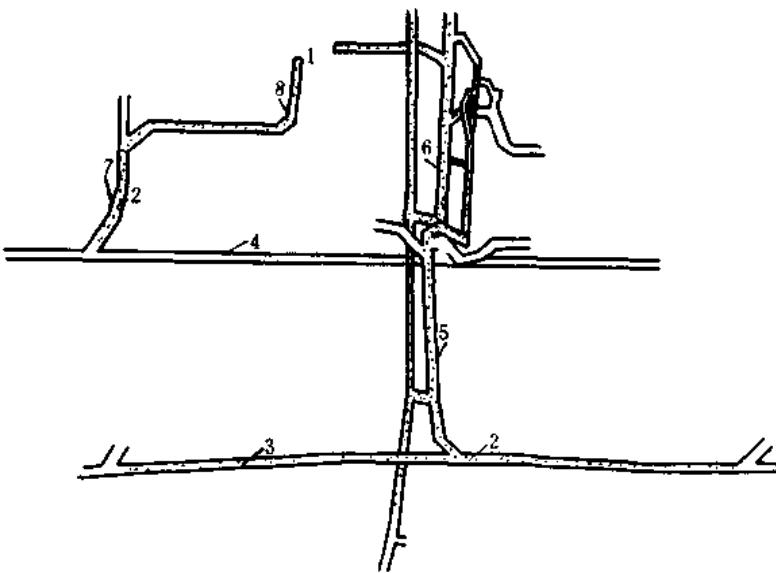


图2-21 北票三宝一井煤层平巷突出实例图

1—突出地点；2—被煤粉堵塞巷道；3—13片岩石巷；  
4—14片岩石巷；5—二道石门；6—2道石门；7—3石门；8—3½石门  
或下方煤层内掘进上山，那么倾出的强度大大增加，可达到数百吨。

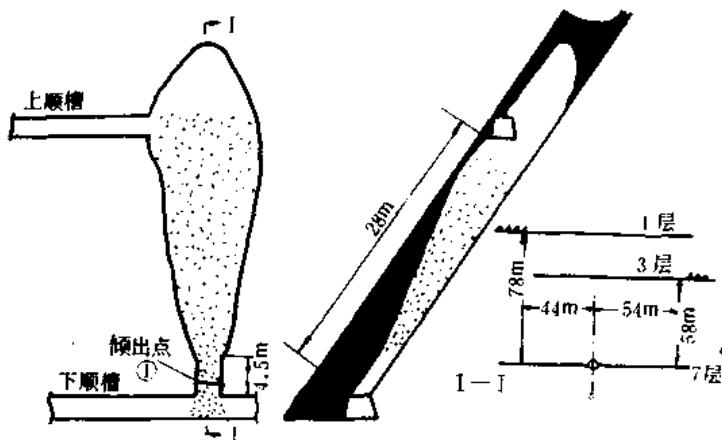


图2-22 六枝矿五采区二中巷上山倾出示意图

突出。煤抛出17m远，最上面5m为煤粉，再下4m为直径小于25mm的碎煤，再下3.5m为直径50mm的块煤，最下面2m为70~100mm的大块煤，紧接着有3m长破裂而完整的位移煤。突出后22小时仍听到工作面有连续巨响，同时从底板涌出含有硫化氢的水。

##### 5. 采煤工作面

我国大多数突出局矿的统计资料指出，在急倾斜的回采工作面很少发生突出现象。这是因为后退式回采工作面，在回采之前，煤层的瓦斯得到一定程度的排放，地应力也相应降低以及急倾斜工作面地压较小等缘故。但是在缓斜和近水平煤层，回采工作面突出次数较倾斜煤层明显增多。缓倾斜回采工作面的突出大多数为压出类型，倾出与典型突出都少见。这与我国普遍采用的采煤方法有关：后退式采煤法在回采之前，煤体内相当数量的瓦斯已被排放掉，瓦斯因素在突出中的作用大大减弱；全部陷落法工作面，地压显现比较活跃，周期来压、放顶不及时以及悬顶过大等都可能诱发压出。回采工作面突出的平均强度不大，但是由于工作面工作人员较多，对人身安全及生产的影响是很大的。

回采工作面突出表现出明显的区域性，即突出往往集中在为数不多的几个采区内。这些区内地质构造异常（向斜轴部区；向斜与另一组断层或褶曲的交汇区；小断层群区；顶底板凸起凹陷群区；向斜轴部复合局部隆起区；火成岩侵入区；煤厚、倾角突然变化区等）或存在地应力异常（地质构造应力集中区，煤柱上下集中应力区等）。可以根据这些特点来预报突出危险。

实例：南桐煤矿一井0504采区有一块小断层群。底板阶梯凸起和煤厚剧变区域，其走向长度仅32m，回采时连续压出7次，总压出煤量2136t，占该区段储量的50%，平均压出强度305t/次。各次压出位置与地质构造情况如图2-24（①…⑦为突出位置）所示。第②

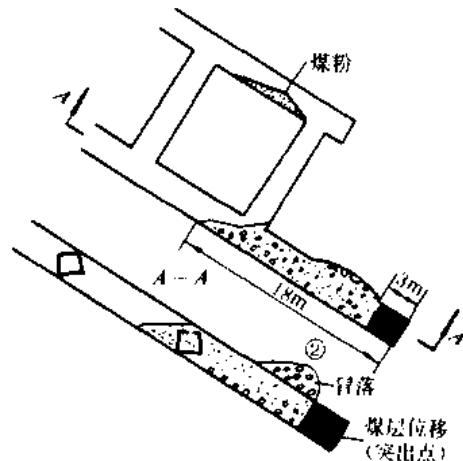


图2-23 天府南井峰区9号层临时斜井突出

次压出发生在风镐采煤时，当时发现煤壁闪动，支架来压发响，随即压出粉煤412t，岩石30m<sup>3</sup>，工作面三排支柱全部推倒，压出前后老顶未落。第⑦次压出发生在震动放炮后5分钟时，压出煤量773t。

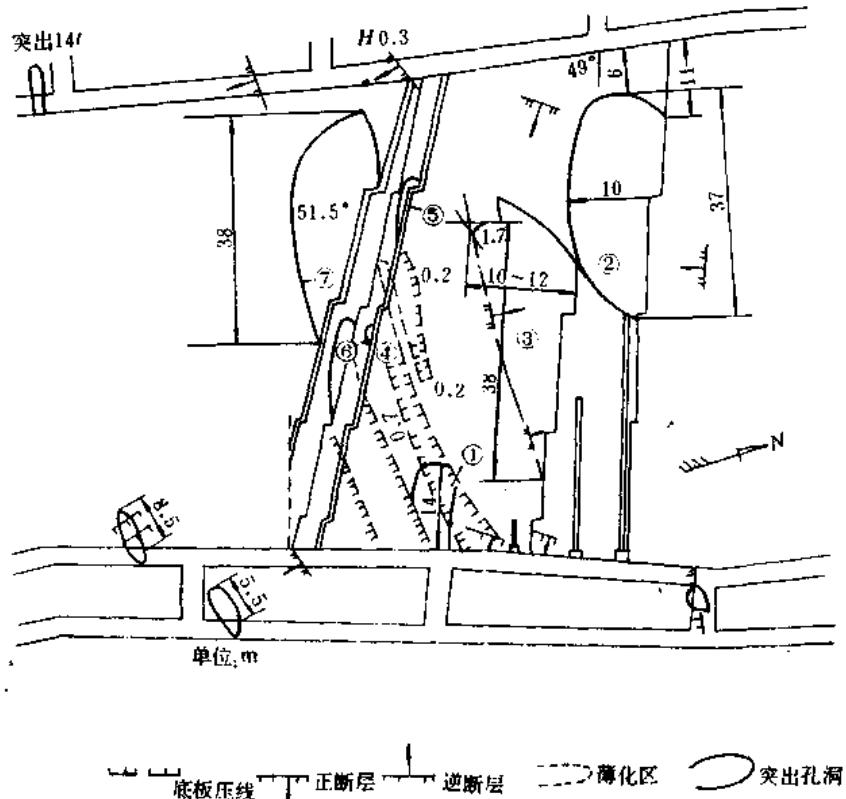


图2-24 南桐一井压出分布实例

①一振动爆破压出60t煤；②一风镐采煤压出412t煤，30m<sup>3</sup>岩；③一放炮压出766t煤

④一风镐采煤压出10t煤；⑤一放炮压出25t煤；⑥一放炮压出90t煤；⑦一放炮压出773t煤；

#### 四、突出发生的一般规律

根据我国重庆、北票、红卫、焦作、六枝、阳泉等矿区的资料，突出发生的条件与特征有如下规律：

1. 突出发生在一定深度上（表2-16）。随着深度增加，突出的危险性增加，这表现为突出次数增多、突出强度增大、突出煤层数增加，突出危险区域扩大（表2-17）[17]。

2. 突出次数和强度，随着煤层厚度特别是软分层的厚度的增加而增多。突出最严重的煤层一般都是最厚的主采煤层。

3. 突出的气体主要是甲烷，个别矿区突出气体是CO<sub>2</sub>。突出危险煤层开采时的相对瓦斯涌出量都在10m<sup>3</sup>/t煤以上，即突出发生在高瓦斯矿井内。同一煤层，其瓦斯压力越高，突出危险性越大；不同煤层，其瓦斯压力与突出危险性之间无直接关系，这是因为决定突出与否、突出强弱除瓦斯因素以外，还与应力、煤结构强度等因素有关。发生突出的瓦斯压力一般要在600kPa以上。

4. 突出煤层的特点是煤的力学强度低、变化大；透气系数小于 $10\text{m}^2/\text{MPa}^2\cdot\text{d}$ ，瓦斯放散速度高；湿度小，层理紊乱，遭地质构造力严重破坏的“构造煤”。

5. 煤自重的影响。由上前方往巷道内的突出占大多数，由下方向巷道的突出是极少数，突出的次数有随着煤层倾角的增大而增加的趋势。

表2-16 我国一些矿区突出开始深度表

矿 区、矿 井	突 出 煤 层	厚 度 (m)	倾 角 (°)	始 突 深 度 (m)	煤 层 软 硬
南 桐 矿 务 局	4号	2.0~2.7	<45	140~180	松 软
	5号、6号	1.0~1.5	<45	240~300	中 硬
	8号	0.4~0.5	<45	350~400	硬
天 府 煤 矿	9号	4.0	60	300	中 硬
中 垣 山 煤 矿	1号	1.4~1.8	65	160	软
北 煤 矿 务 局		0.8~1.5	30~70	160	中 硬
焦 作 李 封 矿	大煤	6	7~9	260	松 软
水 城 局 老 鹰 山 矿	13号	5.0	25	320	中 硬
红 卫 矿 里 王 庙 井	9号	5.9	10~30	85	软

6. 突出危险区呈带状分布。这是因为地应力、瓦斯压力、煤的力学强度和结构、煤的透气性等的异常往往呈带状分布，因此突出与地质构造有密切关系。向斜的轴部地区，向斜构造中局部隆起地区，向斜轴部与断层或褶曲交会地区，火成岩侵入形成的变质煤与非变质煤交混地区，煤层扭转地区，煤层倾角骤陡，煤层走向拐弯，煤厚异常，特别是软的分层变厚，压性、压扭性断层地带，煤层分岔，顶底板阶梯状凸起地区等都是突出点密集地区，也是大型甚至特大型突出地。突出多发生在断层的上盘，尽管断层下盘也有

表2-17 我国一些矿区突出强度与深度的关系

平均突出强度 开采深度 (t/次) (m)	重 庆 地 区* (1951~1973)	北 煤 矿 务 局 (1951~1974)	六 枝 矿 务 局 (1964~1976)	焦 作 矿 务 局 (1955~1975)
<100	—	—	8	—
101~200	37	12.4	124	26.8
201~300	68	23.2	115	81.5
301~400	118	46	1700**	
401~500	947	22.2		
501~600	1250**	56.3		
601~700		69.8		

\*南桐矿务局未包括井内，\*\*一次突出的强度。

少数突出实例。

在采掘形成的应力集中地区，如邻近层的煤柱上下、相向采掘接近区、巷道开口或两巷贯通之前煤柱内和在采煤工作面的集中应力带内掘进巷道（上山）等，其危险性剧增，不仅突出次数多，而且突出强度也大。

7. 绝大多数突出发生在落煤时，尤其在爆破时。突出的危险性因对煤体震动而增加，例如重庆地区132次突出实例中，落煤（包括放炮、水力冲刷、风镐与手镐落煤，打钻孔）时突出124次，占95%，其中放炮诱导突出作用最强，因为它既有“深揭”作用，又有较大的“震动”作用。其平均突出强度最大，达321t，突出次数也最多，达44次。此外，水力冲刷突出2次，平均强度130t；风镐落煤突出33次，平均强度57t；手镐落煤突出34次，平均强度35.4t；打钻突出11次，平均强度25.1t；其它突出8次（例如支架作业等），平均强度最小，仅14.6t。

8. 大多数突出都有预兆。它主要表现在三个方面。地压显现方面的预兆：煤炮声，支架声响，岩煤开裂，掉碴，底鼓，煤岩自行剥落，煤壁颤动，钻孔变形，垮孔顶钻，夹钻杆，钻机过负荷等；瓦斯涌出方面的预兆：瓦斯涌出异常，瓦斯浓度忽大忽小，煤尘增大，气温、气味异常，打钻喷瓦斯、喷煤、哨声、风声、蜂鸣声等；煤层结构与构造方面的预兆：层理紊乱，煤强度松软或不均匀，煤暗淡无光泽，煤厚增大，倾角变陡，挤压褶曲，波状隆起，煤体干燥，顶底板阶梯凸起，断层等。

9. 突出危险性随着硬而厚的围岩（硅质灰岩、砂岩等）存在而增高。

## 五. 煤与瓦斯突出的机理

解释突出原因和突出过程的理论称为突出机理。突出是个很复杂的动力现象，至今已提出许多假说，概括起来有三大类：第一类是瓦斯作用说。认为煤内存储的瓦斯在突出中起着主要的积极作用；第二类是地应力说。认为突出主要是地应力作用的结果；第三类是综合说。认为突出是地应力、瓦斯压力和煤的结构性能综合作用的结果，国内外大多数学者拥护综合说。

突出经历四个阶段：第一，准备阶段，在此阶段，突出煤体经历着能量积聚（例如形成地应力集中，其弹性增加；孔隙压缩，使瓦斯压缩能提高等）或阻力降低过程（例如落煤工序使煤体由三向受压状态转为两向甚至单向受力状态，煤的强度骤然下降等），并且显现有声的与无声的各种突出预兆；第二，突出发动（激发）阶段。在该阶段，极限应力状态的部分煤体突然破碎卸压，发出巨响和冲击，使瓦斯作用在突然破裂煤体上的推力向巷道自由方向顿时增加几倍至十几倍，膨胀瓦斯流开始形成，大量吸附瓦斯进入解吸过程，加强了流速；第三，煤和瓦斯抛出阶段。在这个阶段中，破碎的煤在高速瓦斯流中呈悬浮状态流动，这些煤在煤内外瓦斯压力差的作用下被破碎成更小粒度，撞击与摩擦也加大了煤的粉化程度，煤的粉化又加速了吸附瓦斯的解吸作用，增强了瓦斯风暴的搬运力。与此同时，随着破碎煤被抛出和瓦斯的快速喷出，突出孔壁内的地应力，与瓦斯压力分布进一步发生变化，煤体瓦斯排放，瓦斯压力下降，致使地应力增加。导致破碎区连续地向煤体深部扩展，构成后续的气体和破碎煤组成的混合两相流。最后，突出停止阶段，当突出孔发展到一定程度时，由于堆积的突出物的堵塞和地压的分布满足了成拱静力平衡条件，导致突出停止。但这时，煤的突出虽然停止了，而从突出孔周围卸压区与突出煤炭中涌出瓦斯的过程并没有完全停止，异常的瓦斯涌出还要持续相当长的时间。这就造成了突出的瓦

斯量大大超过煤的瓦斯含量的现象。有的突出实例可以观察到上述突出过程几次重复，形成突出煤岩轮迥性堆积的现象。

地应力、瓦斯压力和煤的结构性能在各个阶段中起的作用是不同的。在一般情况下，突出媒体最初破碎的主导力是地应力（包括地层的重力、地质构造应力、煤吸附瓦斯的附加应力以及附加的采动集中应力等），因为它的大小通常比瓦斯压力高几倍以上；实现煤和瓦斯突出（指典型的突出）的主要能源是煤内所含的高压瓦斯能。对典型突出实例的统计数据进行计算得出，在突出过程中瓦斯提供的能量比地应力的弹性能高5倍以上[17、18]。压出和倾出媒体最初破碎的主导力也是地应力。在极少数突出实例中也看到瓦斯压力发动突出的现象，这时需要很大的瓦斯压力梯度。

突出危险煤的重要结构特征是揉皱破碎结构即所谓构造煤，它的力学强度低（坚固性系数通常小于0.5），放散瓦斯速度高以及透气性差（透气系数小于 $10 \text{ m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ <sup>\*</sup>）。煤是孔隙体，对地应力很敏感，地应力增加时，透气性锐减，可以形成危险的瓦斯压力梯度。

地应力在突出过程中的主要作用有二：一是使媒体发生最初的变形、位移和破碎；二是影响媒体内部孔隙裂隙结构的闭合程度，控制着瓦斯的流动和解吸。当媒体突然破碎时，伴随着卸压过程，新旧裂隙连通起来并处于开放状态，顿时显现卸压增流效应，形成可以携带破碎煤的高速瓦斯流。

瓦斯在突出过程中的主要作用是：（1）在较高的瓦斯压力梯度（在模型上 $2000 \text{ kPa}/\text{cm}$ ）下可以单独发动突出，在自然条件下由于有地应力的配合，可以不需要这样高的瓦斯压力梯度就可以破坏媒体发动突出；（2）它是实现突出的主要因素，这不仅表现在是它提供了主要能源，而且由于瓦斯流不断地把破碎的煤炭及时运走，从而保持着突出孔壁存在着一个较高的地应力梯度和瓦斯压力梯度，使突出孔壁的破碎过程可能连续地向媒体深部扩展，形成强度猛烈的突出。就这个意义上说，突出的继续或者终止，将决定于突出孔壁破碎煤炭被运走的程度，由于煤质、地应力和瓦斯压力分布的不均匀性，以及突出孔外流动阻力的变化，突出的速度显示出脉冲变化特征。当突出孔被突出物堵死时，突出孔壁瓦斯压力梯度骤降，可能导致突出终止。

## 六、预防煤与瓦斯突出的主要技术措施

预防突出措施按作用范围来分，有区域性措施和局部性措施两类；按作用的效果来分，有防止突出发生的措施和突出时保证人员安全的措施；按作用的性质来分，有技术措施和组织管理措施。现把应用较广，效果较好的主要措施介绍如下：

### 1. 开采解放层

开采解放层是防治煤与瓦斯突出的最有效的区域性措施，也是一种主要的技术措施。几乎所有发生煤与瓦斯突出的国家，只要有解放层，都采用这种措施。我国从1958年起已成功地推广了这种技术。目前开采解放层的矿井占全国突出矿井的26%。

在开采煤层群的条件下，首先开采没有突出危险，或突出危险性较小的煤层。由于它的采动影响，使距离它一定范围内的突出危险煤层失去突出危险，这个先采煤层称为解放层。如果它位于突出危险层的上方，称为上解放层，位于下方称为下解放层。

\* 煤层透气系数单位： $1 \text{ m}^3/\text{atm}^2 \cdot \text{d} = 97 \text{ m}^3/\text{MPa}^2 \cdot \text{d} = 2.5$ 毫达西（渗透率单位）。

### 1) 解放作用

为了查明解放层开采对突出危险煤层的影响，许多矿井都进行了实际考察研究。图2-25是天府矿务局磨心坡矿、中国矿业学院和重庆煤研所合作考察开采上解放层（二号层）时，突出煤层（九号层）有关参数的变化。煤层倾角 $60^\circ$ ，二号层采高0.5m，开采深度500m，层间距70~80m，层间岩石中各类泥岩占53~59%，煤占3.5~6%，砂岩占14~18%，石灰岩占25~27%（燧石灰岩占17.5~22.5%）。从图中曲线可知，二号煤开采以后，九号煤层内的瓦斯压力由4000kPa降至1100kPa（不抽放瓦斯时）或500kPa（抽放瓦斯时）；九号煤层膨胀变形为3~6%，煤层地应力相应降低；九号煤层透气系数由原来的 $4 \times 10^{-2} \text{ m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ 增大到 $11 \sim 15 \text{ m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ ；钻孔瓦斯流量由原来的 $0.001 \sim 0.005 \text{ m}^3/\text{min}$ 增加到 $0.15 \sim 0.25 \text{ m}^3/\text{min}$ ，煤层瓦斯储量的15%以上被抽放出来，煤层温度由 $24^\circ\text{C}$ 降至 $22^\circ\text{C}$ 。在九号煤层的充分卸压区进行采掘时，不但不再突出，而且瓦斯涌出大大减少，煤层硬度也相应的增加了。

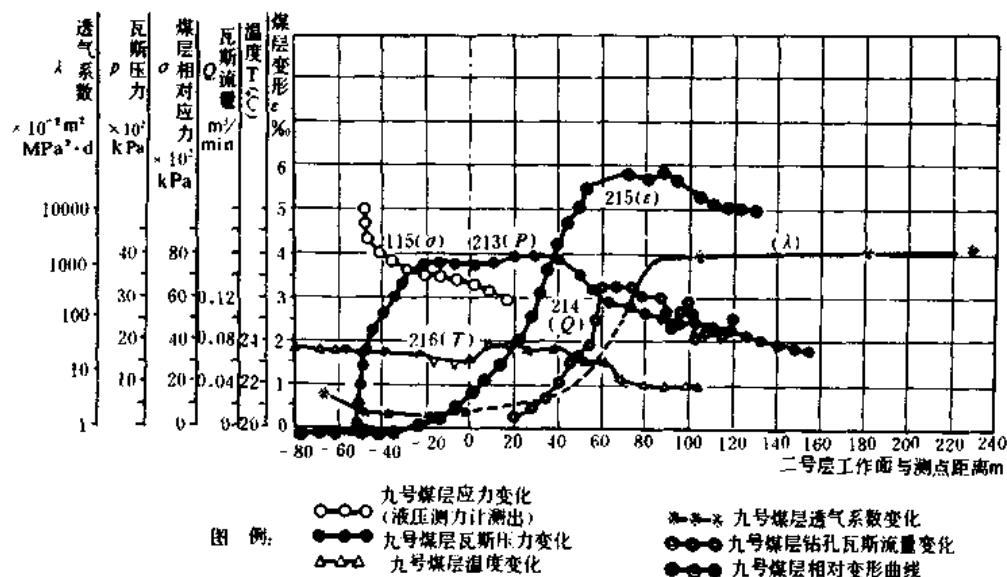


图2-25 天府矿务局磨心坡矿开采二号煤层时，九号煤层诸参数的变化曲线

### 2) 解放范围

解放范围是指解放层开采后，在空间上使危险层丧失突出危险的有效范围。它受地质采矿因素影响，各矿根据实际考察研究确定这个范围。根据我国的经验，可参考下述数值：

(1) 解放层与被解放层之间的有效垂距。按表2-18选取。

(2) 倾斜方向的解放范围。解放层开采以后，岩层沿倾斜方向的移动不是按煤层法线方向发展的，而是沿着最大下沉角 $\theta_0$ \*方向发展的，所以倾斜方向的解放范围应以最大下沉角的斜线为基准，并且考虑解放范围随着层间距的加大而逐渐缩小规律，即以最大下沉角 $\theta_0$ 的斜线为基准线向内偏一个角度 $r$ ，如图2-26所示。最大下沉角 $\theta_0$ 应取本矿岩层移动

\* 最大下沉角 $\theta_0$ 系回采工作面倾斜方向的几何中心与相应的地面沉降盆地中心连线同水平线的夹角。

表2-18 解放层与被解放层之间的有效垂距

名 称	上 解 放 层 (m)	下 解 放 层 (m)
急倾斜煤层	<60	<80
缓倾斜和倾斜煤层	<60	<100

实测数据,如无实测值时,可参考表2-19中的数据。角度 $\gamma$ 之值,可按表2-19根据煤层倾角选取之。这个表适用于解放层回采工作面的倾斜长度为 $a$ ,下解放层与危险层间距 $h_1 \leq 0.7a$ 并且小于100m条件下,或者当上解放层与危险层间距 $h_1 \leq 0.5a$ 并且小于60m时。当层间距大于上述数值时,解放范围还应进一步缩小,如图2-26所示。

表2-19 不同倾角煤层的最大下沉角 $\theta_0$ 与 $\gamma$ 角值

煤层倾角 $\alpha$	0	10°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°
$\theta_0$	90°	83°	77°	71°	65°	56°	48°	36°	22°	0°
$\gamma_1$	10°	10°	10°	10°	10°	0°	0°	0°	8°	15°
$\gamma_2$	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°	15°
$\gamma_1'$	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°	10°
$\gamma_2'$	15°	15°	15°	15°	15°	10°	10°	10°	10°	10°

(3) 走向方向的解放范围,对于移动的煤壁,即解放层回采工作面,必须超前于被解放层的掘进工作面,超前距离一般不得小于层间垂距的两倍,并不小于30m。当层间距较大或采深较深时,这个倍数还应适当增加,根据天府矿务局的经验,上解放层与被解放层的层间距为80m,采深为500m,倾角为60°时,超前距应该增至3倍,否则被解放层掘进正处于卸压增流区,大量瓦斯涌出将会造成瓦斯超限。

对于静止不动的煤柱煤壁,应根据实际考察结果确定解放边界。如无考察结果,在解放层的顶板方面可按60°;在底板方面按45°线划定解放范围,见图2-27。图内的黑点是在煤柱影响下,不同层间距突出煤层的实际突出点与煤柱静止煤壁的空间位置关系。

### 3) 开采解放层应注意的几个问题

(1) 如果煤层群中有几个解放层时,应优先选用上解放层,这样做的好处是:符合自上而下的开采顺序,被解放层同水平的巷道都在解放范围内。

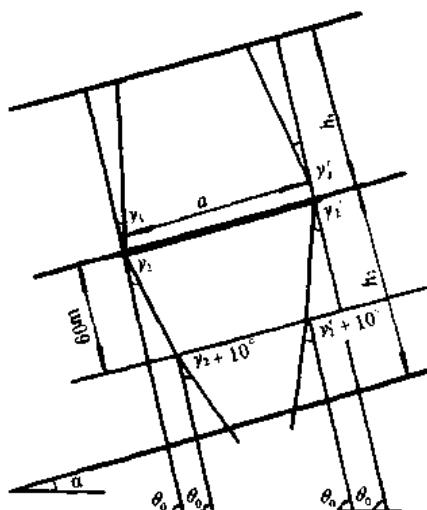


图2-26 倾斜解放范围的确定

(2) 解放层的采空区内不得留煤柱，以免造成应力集中引起突出。如遇到特殊情况非留煤柱不可时，要将煤柱位置准确地标在采掘工程图上。每个被解放层的分层图上，也要标出相应的煤柱影响范围，在这个范围内采掘，必须采取专门的防突措施。

(3) 开采解放层时，要同时抽放被解放层中的瓦斯。开采近距离解放层时，要特别注意防止被解放层的卸压瓦斯突然涌入解放层的采掘工作面而造成事故。

(4) 开采解放层后，在被解放层的未解放带内进行采掘工作时，必须采取专门的防突措施。

(5) 煤层群中不存在无突出危险煤层时，可选择突出危险性较小的煤层作为解放层，应抓好该层的突出预测预报工作。以便在有突出危险的地区采取预防突出措施。

## 2. 预抽煤层瓦斯

近年来，国内不少矿井试验和应用了预抽突出危险煤层瓦斯作为区域性防止突出措施，取得了可喜的效果。抽放瓦斯的方式有本层钻孔抽放和穿层钻孔抽放，采用这种措施的矿井占突出矿井总数的21%以上。

这种措施的实质是，利用均匀布置在突出危险煤层内的大量钻孔，经过一定时间（数月至数十个月）预先抽放瓦斯，以降低其瓦斯压力与瓦斯含量，并利用由此引起煤层收缩变形、地应力下降、煤层透气系数增加和煤的强度增高等效应，使抽放瓦斯的煤体丧失或减弱其突出的危险性。

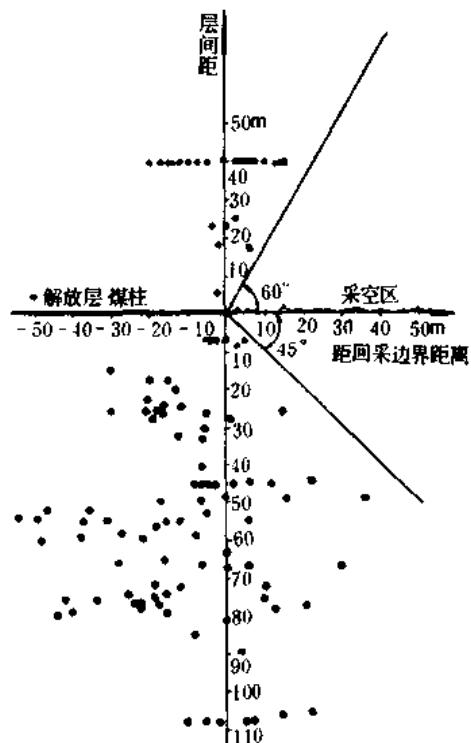


图2-27 走向剖面突出点与回采边界的关系

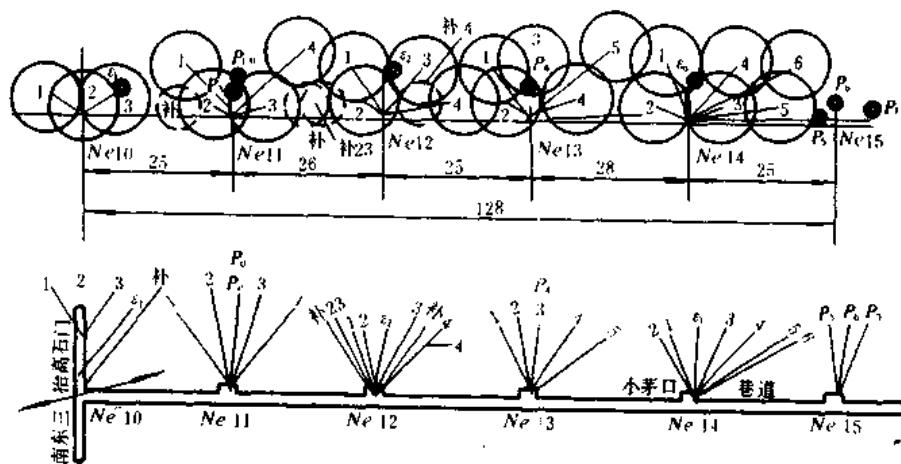


图2-28 试验区钻孔布置图

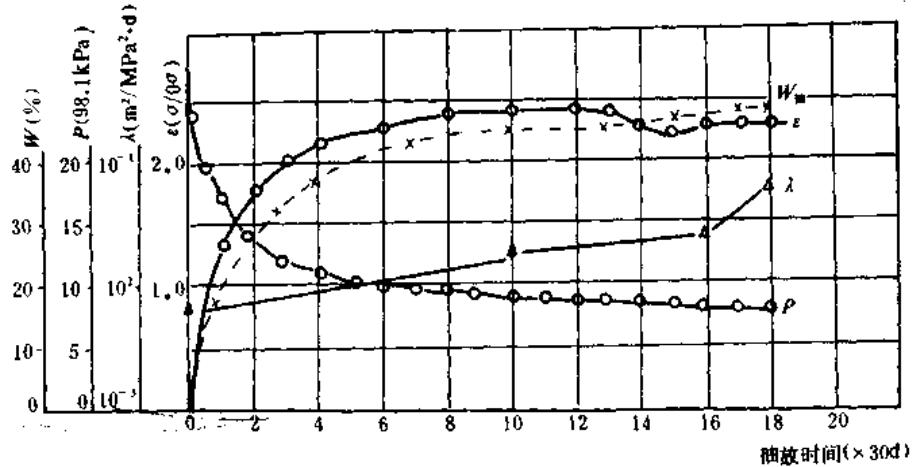


图2-29 各参数综合变化图

图2-28是预抽瓦斯防止突出试验区的钻孔布置图。考察区煤层倾角65°，煤厚1.5m，钻孔在煤层内的间距12.5m，钻孔直径75mm，钻孔通过煤层底板岩巷钻场贯穿煤层。考察结果如图2-29所示。从中可见，经过18个月的瓦斯抽放，煤层的瓦斯压力P由2747kPa，降至392~785kPa；煤层透气系数λ由0.8增至8m<sup>2</sup>/MPa<sup>2</sup>·d；22个钻孔共抽出瓦斯11.3万m<sup>3</sup>，抽出率W达48%；抽放18个月后煤层收缩变形ε超过2‰；煤层硬度提高二倍。随后在考察区试掘石门与煤巷，未发生任何动力现象。因此，这种方法目前只适用在可以抽出瓦斯，其透气性不太小的突出危险煤层。对于透气性小的煤层因瓦斯抽放量小，抽放时间过长，效果不好。对这样的煤层应研究解决瓦斯抽放技术问题，以提高瓦斯抽放率。

钻孔布置应根据煤层的条件、抽放期限和在这个期限内的钻孔有效抽放半径来决定[17]。这种方法的优点是工艺简单易行，只要煤层经过一定时间能够抽放出20~30%以上的瓦斯即能起到防突效果；它的缺点是对低透气煤层效果差，需要长时间抽放，开拓工程也要提前等。

### 3. 煤层注水

近些年来，国内外都在研究煤层注水防止煤和瓦斯突出问题。主要用在回采工作面。例如阳泉一矿北头咀井，在综采工作面进行浅孔煤体注水，使工作面压出次数减少82%（少数几次压出发生在注水不充分区），瓦斯涌出量减少28%，煤尘降低49%。

实践表明，只要能将水均匀地注入煤体，而且煤内水分达4%以上，就能防止突出的发生。其原因是水改变了煤的力学性质，增加了煤的可塑性，降低了煤的弹性模量（降低20~25%），使应力分布均匀化，弹性能释放的速度变小，降低了释放的功率；水进入煤的孔隙，降低了瓦斯的排放，可使煤的瓦斯放散初速度减少90%，大大地降低了瓦斯能释放的功率。

问题的关键在于设法使水均匀湿润煤体。水压过高，煤体在弱面破裂，水流易失去控制而流失，难以全面湿润煤体；水压过低，注不进水，也难以湿润煤层。为了做到“压而不裂，注而不漏”，近年来国内外都采用中压长时注水措施。其做法是，注水压力低于上覆岩层的静水压力，依靠水压和煤孔隙的毛细力缓慢地将水注入和吸入煤体内，做到均匀湿润煤层。为了提高注水速度和湿润效果，可在水中加湿润剂。多次重复注水累计时间

一般不少于500小时，才能使一定的水量注入煤体内。

注水工艺分打钻、封孔和注水三个工序。预防石门突出注水，除湿润石门断面以内的煤体外，还要在其周边以外，湿润4~5m宽。回采工作面钻孔间距依钻孔的湿润半径而定。

采用反复间歇注水的效果比连续注水为好。适当地降低注水压力，可使煤体湿润得更加均匀，目前国内使用的注水压力趋向低于8000kPa。

对低透水煤层注水尚存在一些困难，如湿润不均，水注不进，因此防突效果差，这是一个有待解决的问题。

#### 4. 超前钻孔

超前钻孔是指在工作面前方一定距离的煤体内，始终保有足够的数量的较大直径的钻孔，用以预防突出的发生。在工作面前方，一般有三个应力带：卸压带、集中应力带和正常应力带。在卸压带中，地应力和瓦斯压力都大大降低，它是阻止突出的防护带，长度3~5m时可以预防突出的发生。如果煤体强度不均并存在不均匀的应力分布时，就会产生围岩的不均匀位移，卸压带长度会大大缩短，距工作面煤壁1~2m处，就会出现应力高，瓦斯压力大的集中应力带。当采掘工作破坏了煤体不稳定的脆弱平衡时，就会发生煤和瓦斯突出。超前钻孔的作用就在于人为地造成并保持工作面前方有一个较长的卸压带，以防止突出的发生。

我国约有近40%的突出矿井使用这种措施。它不仅应用于掘进工作面，而且也用于回采工作面。

分析使用超前钻孔仍发生突出的原因，主要是孔数不足，超前距离不够，或是因地质条件变化未能及时改变设计与钻孔施工。打超前钻孔或往外拉被夹住钻杆时也会发生突出，甚至大突出。例如南桐鱼田堡矿在煤柱集中应力影响带内打直径300mm钻孔，当钻入煤体7m深时，煤炮声剧烈，发生顶钻喷煤粉，随即从钻孔与钻杆的间隙中突出煤粉190t。

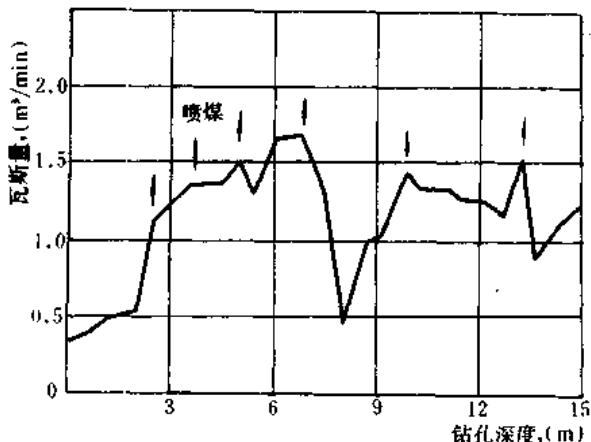


图2-30 打大直径超前钻孔时钻孔瓦斯涌出量与钻孔深度的关系

图2-30是南桐鱼田堡矿1404掘进工作面打孔径300mm超前钻孔时，瓦斯涌出量变化情况。从图中可以看出，钻孔进入煤体2m时，瓦斯涌出量剧增；进入煤体3m以上，即进入应力集中带内时发生频繁的喷瓦斯，喷煤粉现象，同时工作面出现来压，煤壁外鼓，支架作响。这表明钻孔使煤体应力、瓦斯压力产生急剧变化，起到缓和钻孔附近应力和排放瓦斯的作用。当钻孔穿过应力集中带以后，瓦斯涌出与地压显现状况又趋于平缓。

采用超前钻孔须注意以下几个问题：

1) 孔径不小于120mm，超前距离不少于5m，根据要求排放瓦斯和卸压的范围和钻孔有效影响半径确定孔数，但一般不应少于4个（当孔径大于150mm时）或5个（孔径120~150mm时）。

2) 为防止垮孔、顶钻、卡钻，可在硬煤开孔，穿过应力集中带后进入软煤分层；使用空心钻杆，从中供水或供风，以加速煤粉与瓦斯的排出和提高孔壁的稳定性；采用直径可变钻头[17]，在钻进时钻头直径为300mm而退钻时变为220mm，采用扭矩大、远距离操纵和自动接换钻杆的钻机等。

3) 开钻前首先将工作面两帮和迎面用木板背严，以防片帮垮孔和便于发现突出预兆。超前钻孔用于透气性较大，煤质较软的煤层时，效果较好。

#### 4. 松动爆破

松动爆破是在进行普通放炮时，同时爆破几个7~10m以上的深炮孔，破裂与松动深部煤体，使应力集中带和高压瓦斯带移向深部，以便在工作面前方造成较长的卸压和排放瓦斯区，从而预防突出的发生。此外，深孔爆破在炮眼周围形成50~200mm直径的破碎圈，有助于消除煤的软硬不均而引起的应力集中，并形成瓦斯排放通道，降低瓦斯压力与应力梯度，这对于防止突出的发生也是有利的。松动爆破破裂情况见图2-31。

松动圈的大小与煤的坚固性有关。在北票台吉三井10号煤层的坚固系数为0.8~0.9，测得松动圈的半径为0.8m左右。松动爆破后，工作面前方的应力集中带距工作面3m以上。

这种措施适用于突出危险性小，煤质坚硬顶板较好的煤层内。不仅可用于煤巷，也可以用于回采工作面。为了防止延期突出，一般在松动爆破后，停止作业4~8h。撤人与放炮距离，根据煤层的突出危险性决定。为了防止突出时瓦斯逆流，放松动炮前，要安好反向风门。当打炮眼发生喷瓦斯与煤粉时，应排放瓦斯一个小班以后，再装药放炮。此外尚须注意以下两个问题：

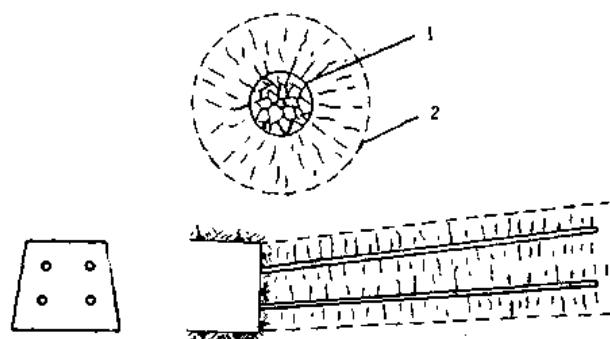


图2-31 松动爆破的破碎情况

1—破碎圈，2—松动圈

(1) 爆破后煤内出现洞缝并积存瓦斯，有可能遇火发生爆炸或燃烧。焦作九里山矿曾在深孔松动爆破后发生过这种局部爆炸现象。因此松动爆破参数，使用炸药质量，封孔长度等应严格按规程及其说明执行。

(2) 在松动的煤体内进行钻眼爆破作业时会发生一些困难，如垮孔，装药不到位置等。因此应注意提高技术水平，保证按设计要求进行松动爆破和留足超前距。

#### 6. 水力冲孔

水力冲孔是利用钻机打钻时喷射的水射流，在突出煤层内冲出煤炭和瓦斯，诱导可控制的小型突出，以造成煤体卸压，排放瓦斯，消除采掘突出危险的方法。这种方法最早在南桐矿务局试验成功。

据不完全统计，应用此法在我国已安全揭开突出危险煤层100多次，掘进煤巷1万多米，水冲区采出煤炭1百多万吨。掘进煤巷速度可保持50~60m/月，最高达85~100m/月。1982年一些使用该措施的局矿座谈会认为：水力冲孔对于有自喷能力的煤层，用于石门揭煤时是安全可靠的；用于煤巷掘进和回采工作面时，在技术上也是可行和有效的，特别适

宜于松软的有严重突出危险的自喷煤层。表2-20列出三个矿井使用水冲措施的情况。

根据南桐鱼田堡矿的经验，多数突出都发生在冲孔深度不够时；冲孔操作不当，安全屏障破坏时也会发生突出，在高地应力和高瓦斯压力的地质构造带，如何保证安全施工条

表2-20 水力冲孔参数与效果

矿井	统计期	水力冲孔参数		使 用 效 果			
		孔数	每次冲孔长(m)	冲循环数	掘进巷长(m)	单巷冲掘速度(m/月)	突出次数
南桐鱼田堡	70~82	3	20	4000	4512	50~60	约 30
白沙红卫	75~82	3~4	20		1500	45~50	8
梅田二矿	75~82	2~3	15		3416	50	

件还需进一步研究解决。但是，只要在管理上从严从细，认真按规定操作，仍是具有自喷能力的严重突出危险层有效的预防突出措施。

石门工作面距突出层4~5m时，在这段安全岩柱的防护下，用钻机先打108mm直径的岩石孔1m深，安装直径108mm的套管和三通管，然后用直径90mm的钻头通过三通与套管一直打到煤层，钻杆与高压水管连接，如图2-32所示。边用高压水冲，边旋转前后往返移动钻杆，进行所谓“钻冲”直至预定冲孔深度。冲出的煤、水和瓦斯通过三通，经射流泵送入沉淀池。

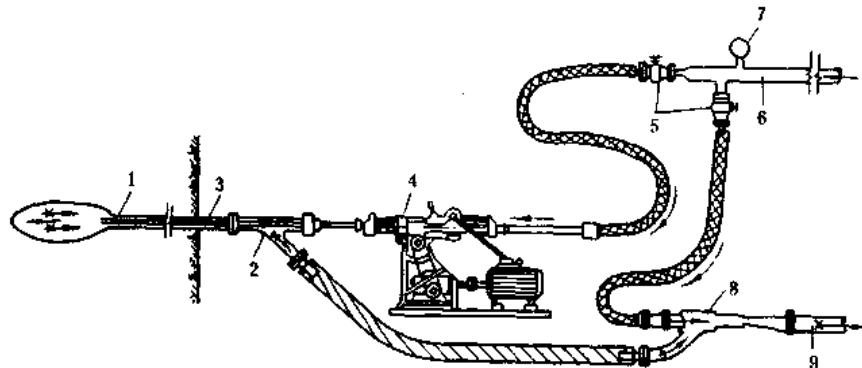


图2-32 水力冲孔工艺流程示意图

1—套管；2—三通管；3—钻杆；4—钻机；5—阀门；6—高压水管；  
7—压力表；8—射流泵；9—排煤水管

冲孔水压为3000~5000kPa，冲孔水量15~20m<sup>3</sup>/h，射流泵耗水量25m<sup>3</sup>/h。在南桐鱼田堡矿4号层条件下每个钻孔喷煤量是不等的。穿层冲孔单孔最大喷煤量可达50~60t，最大瓦斯量30m<sup>3</sup>/min，平均每孔冲出煤量约6t。冲孔时瓦斯喷出量约1000m<sup>3</sup>。

冲孔数决定于突出层的危险程度和石门面积。南桐鱼田堡矿要求石门周边外6~8m的煤体（4号层）都应卸压解放才能保证揭穿煤层时安全。冲孔冲出的煤量越多，其解放范围越大。在鱼田堡矿4号层条件下，每个冲孔可解放下方2m，两侧各4m，上方6m的面

积，可据上述数据计算孔数并决定孔位。为了检查冲孔效果，应在石门周边外7~8m的上方和两侧打三个测压孔，在石门中心打一个检查孔，冲孔后，瓦斯压力降到安全值时，便可揭穿煤层。

煤巷水力冲孔的套管深度应不小于5m，一般布置三个孔，冲孔深度20m，超前距不小于5m。冲孔孔底间距不大于10m，每米冲孔冲出煤量不得少于0.5t。

### 7. 多排钻孔

多排钻孔是在揭穿煤层的石门断面周边均匀布置多排钻孔在煤层内形成扇形卸压区，以防止揭穿煤层发生突出。这种措施最先在天府磨心坡矿试验成功，现已在33个矿井得到普遍应用。天府矿务局用这种办法揭开严重突出危险煤层60余处，都没有发生过突出。其中大部分垂深达500多m，瓦斯压力1000~8000kPa，煤层厚度3~5m。倾角60~65°。

多排钻孔的主要作用是在石门周围一定范围预先排放煤体瓦斯，降低瓦斯潜能；瓦斯排放后煤体产生收缩，造成卸压，使弹性和地应力降低；煤体收缩变形与地应力的降低又引起煤层透气性增加，并降低了瓦斯压力梯度；排放瓦斯后的煤体力学强度增加。从而可以消除突出危险。表2-21列出了多排钻孔的效果。

当石门掘进距突出煤层5~8m处时，停止掘进。在石门工作面周边顶部及两侧向煤层打直径75mm的扇形钻孔一排，共10~15个，孔深要穿过煤层全厚。然后将钻机后退3~5m，再同样打第二排钻孔；这样在石门断面以外的煤层形成走向长10~20m，倾斜长8~10m的排放瓦斯区，其排放范围为石门断面的15倍左右。如地质异常，突出危险性大时，可打第三排钻孔，如果底部有危险时也应向底部打孔。扇形孔与石门中心线方向的夹角为65~90°，排放时间一般为3个月。根据表2-22所列钻孔资料绘制的钻孔布置图，如图2-33所示。

表2-21 多排钻孔的效果

地 点	钻 孔 数	排 放 时 间 (月)	排 放 前			排 放 后			注	
			煤 层 收 缩 变 形 (%)	瓦 斯 压 力 (kPa)	透 气 性 ( $m^3/MPa^2 \cdot d$ )	煤 层 收 缩 变 形 (%)	瓦 斯 压 力 (kPa)	透 气 性 ( $m^3/MPa^2 \cdot d$ )		
天府磨心坡矿	+110水平南8石门	25	8	0	4218	0.116		422	6.867	7371(3个月)
	+110水平南9石门	25	10	0	4218	0.05	1.8	245	19.4	3230(3个月)
	-10水平主石门	48	13	0	6278	0.049	1.5~2.3	589	25.7	31495

这种方法简便易行，特别适宜于石门揭穿急倾斜煤层使用。

### 8. 震动放炮

用比普通放炮多的炸药量和炮眼数，一次炸出巷道的全断面的爆破称为震动放炮。爆破时，强大的震动力和深揭作用使地应力作用下的高压瓦斯煤体突然暴露，造成人为最有利的发生突出的条件。所以它是一种诱导突出的方法，也是在人员不在场的条件下完成最危险的落煤或者揭开煤层工序的一种安全措施。

震动放炮可用于石门揭穿煤层和煤巷掘进。适用于顶板较好，煤质较硬，地应力为主导的突出煤层中。

表2-22

## 钻孔参数

排号	孔号	仰角 (°)	方位 (°)	间距 (m)	排号	孔号	仰角 (°)	方位 (°)	间距 (m)	排号	孔号	仰角 (°)	方位 (°)	间距 (m)
I	1	0	291	x~1 0.8	II	10	13	236	8~10 0.6	III	15	26	284	17~19 0.3
	2	0	270	x~2 0.8		11	3	278	9~11 0.6		20	26	277	18~20 0.3
	3	4	258	1~3 0.3		12	37	282	10~12 0.6		21	31	293	19~21 0.4
	4	4	263	2~4 0.9		13	18	296	x~13 1.0		22	31	288	20~22 0.4
	5	19	313	8~5 0.35		14	18	265	x~14 1.0		23	36	295	21~23 0.4
	6	19	249	4~6 0.35		15	16	280	13~15 0.25		24	36	275	22~24 0.4
	7	7	286	5~7 0.4		16	16	279	14~16 0.25		25	40	260	23~25 0.4
	8	7	273	6~8 0.4		17	21	291	15~17 0.25		0	23	260	巷顶
	9	13	304	7~9 0.6		18	21	210	16~18 0.25					

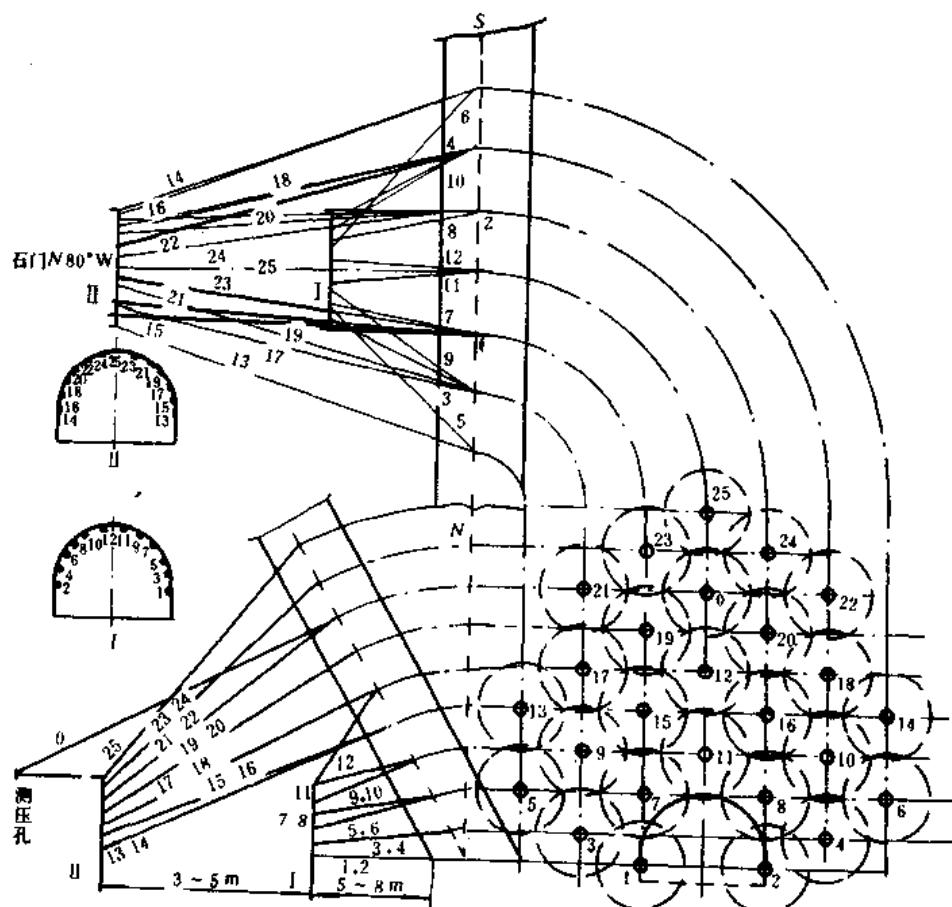


图2-33 天府南井 110米水平石门多排钻孔布置图

石门揭开突出煤层采用震动炮措施时，石门工作面距煤层的最小垂直距离：急倾斜2m；缓倾斜、倾斜1.5m。当突出危险程度较小或瓦斯压力小于1MPa时，可采用震动放炮措施。在突出危险程度较大或瓦斯压力大于1MPa的煤层中，必须采取其它措施；当瓦斯压力有明显下降时，再结合震动放炮揭开煤层[3]。

采用震动放炮时，为了减少突出强度，可以采用抑制突出强度的挡栏[17]。

采用震动放炮揭开突出危险煤层时，必须编制专门设计，报矿务局总工程师批准。专门设计中应规定爆破参数、放炮地点、反向风门的位置、避灾路线，以及停电、撤人和警戒的范围等。放炮前还应加强震动放炮地点附近的支护。震动放炮工作由矿总工程师统一指挥，并有矿山救护队在指定地点值班。放炮半小时后，由救护队进入工作面检查。根据检查结果，确定恢复送电、通风、排除瓦斯等具体措施。

石门揭开缓斜突出煤层时，由于岩柱的水平距离较长，第一次震动放炮后，往往留有部分岩柱，俗称“门坎”，过“门坎”既困难又危险，妥善揭盖和处理“门坎”是震动放炮的一个重要问题。

震动放炮时揭盖的炮眼布置一般是：

- 1) 炮眼数比一般爆破约多2倍；
- 2) 煤眼和岩眼的比例大致是1:2；煤眼和岩眼交错相间排列，采用毫秒爆破时，先爆岩眼，后爆煤眼，最大迟延时间应在100ms以内；
- 3) 根据光面爆破要求，巷道顶部的炮眼密度小于下部，周边眼一般大于中部，周边眼的密度应保证炸出规定轮廓，以避免修整周边时发生突出；
- 4) 煤眼深度一般应超过煤层，如煤层相当厚，可进入厚煤层2~3m，岩眼应距煤层0.1~0.2m不得透煤，如已见煤应在眼底填塞0.1~0.2m炮泥。

震动放炮炮眼总数可按北票矿务局的经验公式计算：

$$N = 5.5S^{\frac{1}{2}} f^{-\frac{2}{3}} \quad (2-19)$$

式中  $N$ ——炮眼总数，个；

$S$ ——石门掘进断面积， $m^2$ ；

$f$ ——岩柱的坚固系数（见表2-23）。

表2-23 北票矿务局岩石坚固系数值

岩石名称	炭质页岩	页岩	硬页岩	砂质页岩	软砂岩	砂岩	硬砂岩	砾岩火成岩
$f$	2	3	4	4~5	5	6~7	8	10~12

震动炮眼中岩石眼通常占总数的2/3，煤眼占总数的1/3。

爆破装药量根据若干矿区统计，采用毫秒爆破时，岩石及煤体的平均耗药量为2~3kg/m<sup>3</sup>，瞬发雷管爆破时，为3~4.5kg/m<sup>3</sup>。在炮眼较深，断面较小，岩石较硬时，药量应多些。

使用的雷管放炮前要测定其电阻值，电阻差应控制在0.2Ω以内，以防拒爆。

采用震动放炮措施时，除执行《规程》防治瓦斯突出有关规定外，还要注意以下几个问题：

- 1) 震动放炮所有炮眼必须一次起爆，如果第一次震动放炮没有全面揭开煤层时，以后的爆破工作也应按震动放炮的有关规定进行，直至掘完煤门进入岩石为止；要注意有发生二次突出的可能；
- 2) 当发现工作面有突出预兆时，应立即停止作业，退至安全地区；
- 3) 每次震动放炮都应对爆破参数与效果，工作面岩性与安全状况等作详细记录，以备总结分析；
- 4) 井下装药时要作好标志，不能装错雷管段号，装药长度大时应装2个雷管，联线时接头保持清洁，包好胶布防止短路造成瞎炮，放炮前检查联网电阻与母线电阻，证明无误后才能放炮，放炮器应有足够的电压与电流；
- 5) 震动放炮应一次装药，一次放炮，打眼与装药不能平行作业，全部炮眼必须填满炮泥；
- 6) 人员撤离范围，应根据突出危险程度和通风系统决定，严重突出危险的石门揭穿时，放炮工作应在地面进行，全井撤人和切断井下电源，井口附近也要杜绝可能的火源，以防突出瓦斯冲出井口造成瓦斯燃烧与爆炸事故。严格执行“石门揭开突出危险的煤层前，掘进工作面必须有独立的通风系统”的规定，为了防止突出后瓦斯逆流和蔓延，在有关巷道中应设坚固的反向风门。
- 7) 震动放炮前应采取加强支架措施。

## 七、预防突出的组织措施

合理有效地防突措施的制订和实施必须要有组织措施来保证。如建立和健全专门的机构，负责有关突防事宜。研究突出规律，考察与管理突出防治动态与资料，总结防突经验，编制和组织实施防突设计、措施和有关规章制度。加强瓦斯突出地质工作，搞好预测预报。使每个职工熟悉突出预兆、防治突出基本知识、作好突出原始资料记录与填图等。

## 八、突出预测与预报

突出的预测工作，就是根据采矿、地质资料和突出发生规律确定矿井、煤层和区域的突出危险程度；预报工作则是在预测的基础上，根据钻探、采掘以及专门测试的有关资料进一步确定局部地点的突出危险程度、作为设计与实施防突措施的依据，也可以作为检验措施效果依据。预测与预报的准确程度，决定于地质、采矿技术资料的可靠程度和对突出规律掌握的程度。突出的危险性取决于许多因素和这些因素的综合，因此，应该全面的而不是片面的、关联的而不是孤立的，发展的而不是静止的研究有关因素与指标，作出判断。

### 1. 突出预测

突出预测的主要任务是查明与突出有关主要影响因素在空间上的分布，依此划定突出危险区。以下七种因素最重要：原地应力场的大小与分布（采深与始突深度）；采动附加应力，特别是煤柱的集中应力；地质构造与煤层的赋存条件；煤层的瓦斯压力、瓦斯含量以及透气性；煤层结构、厚度、煤化程度和力学性能与放散瓦斯性能；水文地质条件；围岩（顶、底板）结构、厚度和力学性能等。把这些资料以及实际突出资料填在煤层采掘工程图上制成突出预测图，按危险程度划分为无突出危险、疑突出危险、一般突出危险和严重突出危险区，以便分区管理。

### 2. 突出预测预报

国内外开采突出煤层的实践表明，在突出危险煤层内，突出危险区一般呈带状分布。

对突出危险地点提前作出预报，具有很大的安全意义与经济价值。在这方面已积累了许多经验，最初阶段都是从影响突出的单个因素出发进行预报，由于影响突出的因素众多，单一因素预报的准确性较低，近年来预报工作向综合多因素的方向发展[12]，准确率有明显提高，但仍处于探索研究阶段。由于这种预报要在预先测定多种参数的基础上进行，所以一般称为突出预测预报。

预报的方法较多，近年来国内外应用较广、效果较好的方法是钻粉-瓦斯流量法。它能反映出工作面前方地应力、瓦斯压力、煤结构性能等综合作用，所以它既可以预报突出，又可以检验防突措施的效果。

在煤巷内沿最易突出的软分层打直径42mm的预报钻孔二个。一为水平孔，一为仰孔。后者终孔点应超出巷道周边1.5m，孔长应进入应力集中带，其水平投影长5.5~6.5m。保持的超前距应不小于2m。钻孔速度控制在0.5m/min，每打完一米，测定其钻粉量和头一分钟内的瓦斯流量。然后计算以下两个指标 $R_1$ 与 $R_2$ [19]：

$$R_1 = (F_{\max} - 1.8)(q_{\max} - 4) \quad (2-20)$$

$$R_2 = F_{\max} + 4.5q_{\max} \quad (2-21)$$

式中  $F_{\max}$  —— 预报孔内最大的钻粉量，L/m；

$q_{\max}$  —— 预报孔内最大的初始流量，L/m·min。

突出危险分界指标应根据专门考察结果来确定，无考察数据时，可参考表2-24的数据。

表2-24

突出预报指示

突出危险倾向	$R_1$	$R_2$	注
有危险	$\geq 6$	$\geq 30$	可使用两个指标中任何一个来判定危险性
无危险	$< 6$	$< 30$	

在有突出危险的地点，应采取防止突出的措施，并组织对措施的实施质量进行检查。在采用防突措施以后测定的 $R_1$ 或 $R_2$ 之值仍属于有突出危险时，可认为措施无效，必须采取补充的有效措施，直到指标值降到无突出危险指标时为止。

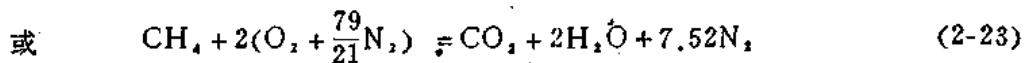
在突出危险煤层中测出非突出危险带，可不采取防突措施，但应采取安全防护措施。

## 第六节 矿井瓦斯爆炸及其预防

矿井瓦斯爆炸是煤矿特有的后果极其严重的一种灾害。这种灾害发生时，不仅能造成人员伤亡，而且会严重摧毁井下设施，中断生产。有时还会引起煤尘爆炸和井下火灾，从而加重了灾害，使生产难以在短期内恢复。例如，1942年日本帝国主义霸占我国东北时期，在本溪煤矿由电气火花引起的瓦斯爆炸和煤尘爆炸，共有1549人死亡[20]。又如，日本夕张煤矿，1981年10月16日煤和瓦斯突出，突出煤约4000m<sup>3</sup>，瓦斯60万m<sup>3</sup>。10小时后，发生瓦斯爆炸，接着又引起井下火灾，造成93人死亡，矿井被迫关闭[21]。因此，研究与掌握瓦斯爆炸的防治技术，对煤矿的安全生产具有重要意义。

### 一、瓦斯爆炸化学反应式

瓦斯爆炸是甲烷和空气组成的爆炸性混合气体在火源诱发下发生的一种迅猛的氧化反应。其方程式概括为：



从上式可知，混合气体中的氧与甲烷都全部燃尽时，一个体积的甲烷要同二个体积的氧气化合，即一个体积甲烷要同 $2 + 7.52 = 9.52$ 个体积的空气（当氮气在空气中的浓度为79%，氧气为21%时）化合。这时甲烷在混合气体中的浓度为 $\frac{1}{1+9.52} \times 100\% = 9.5\%$ 。这一浓度是理论上爆炸最猛烈的浓度。

可燃气体燃烧（爆炸）时，会产生大量的热[22]：

甲烷	燃烧放热	882.6 kJ/mol;
乙烷	燃烧放热	1552.9 kJ/mol;
丙烷	燃烧放热	2205.2 kJ/mol;
一氧化碳	燃烧放热	285.5 kJ/mol;
氢	燃烧放热	242.0 kJ/mol。

### 二、引燃甲烷-空气混合物的感应期

烃类氧化有感应期，感应期之后是一快速反应，从接触引火源起到烃类——空气混合物转为快速燃烧爆炸的时间间隔称为感应期。它的长短决定于混合气体的压力、可燃气体的性质、浓度以及引火源温度，见表2-25。从表内的数据可知，随着引火源温度的升高和甲烷浓度的下降，感应期将缩短。

表2-25 决定于甲烷浓度和引火源温度的感应期[23]

混气浓度 %	引火源温度(℃)						
	775	825	875	925	975	1075	1175
	感 应 期 (s)						
6	1.08	0.58	0.35	0.20	0.12	0.039	—
7	1.15	0.60	0.36	0.21	0.13	0.041	0.010
8	1.25	0.62	0.37	0.22	0.14	0.042	0.012
9	1.30	0.65	0.39	0.23	0.14	0.044	0.015
10	1.40	0.68	0.41	0.24	0.15	0.049	0.018
12	1.64	0.74	0.44	0.25	0.16	0.055	0.020

在甲烷同系物（甲烷、乙烷、丙烷等）与空气混合的爆炸性气体中，以甲烷的感应期最长，其它气体则较短。因此，在甲烷-空气混合物中混有乙烷时，感应期缩短。矿用安全炸药正是利用了烷-空混合气体存在感应期的特性。在遵守《规程》条件下，安全炸药爆破时的高温产物能够在感应期间内冷却，不致于使烷-空混合气体达到引火的温度。为此，

在矿用安全炸药中加入一定数量的消焰剂。消焰剂有两个作用：一是它的热容量较大，可以吸收一部分爆热从而降低爆温、火焰以及火焰存在的时间；二是它对甲烷的氧化燃烧反应起负催化作用，可以破坏甲烷氧化燃烧链锁反应的活化中心，阻止烷-空混合气体的爆炸。在消焰剂的这两个作用中，负催化作用是主要的[24]。表2-26列出了某些消焰剂的热容量与引爆甲烷-空气混合气体概率的关系。

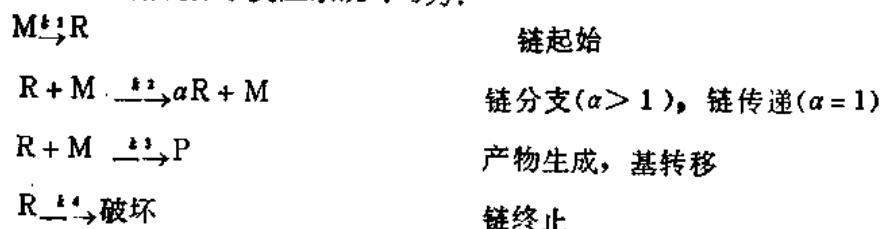
表2-26 消焰剂热容量与引爆烷-空混合气体概率[24]

消焰剂分子式	KF	$\text{KH}_2\text{PO}_4$	KCl	NaCl	$\text{KNO}_3$	$\text{Na}_2\text{CO}_3$	$\text{CaF}_2$	$\text{NH}_4\text{Cl}$
消焰剂的比热容量 (J/g)	0.837	0.871	0.678	0.862	0.921	1.143	0.9	1.52
瓦斯爆炸的百分比	0	20	40	60	60	70	80	100

表2-26试验结果表示，消焰剂的热容量与烷-空混合气体的引爆概率之间无一定规律， $\text{NH}_4\text{Cl}$ 的热容量比KF大，但 $\text{NH}_4\text{Cl}$ 对烷-空混合气体不起“消焰”作用，而KF可100%阻止烷-空混合气体的引燃，这说明消焰剂的负催化作用是主要的而吸热作用是次要的。 $\text{NaCl}$ 在炸药爆炸过程中，不参加爆炸反应，仅在高温( $>300^\circ\text{C}$ )时汽化成气体吸收爆热降低爆温，同时 $\text{NaCl}$ 蒸汽均匀地混合在炮烟中对烷-空混合气体的氧化反应起负催化作用。

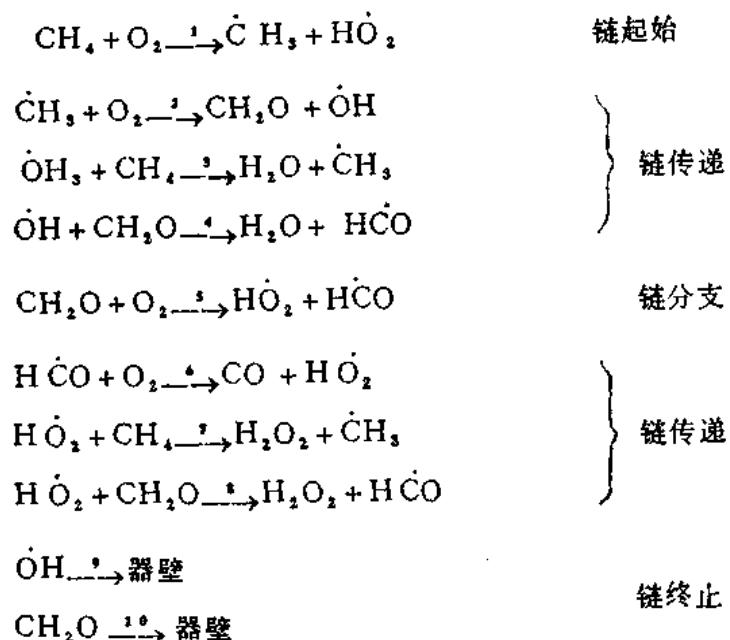
### 三、链式反应理论

化学反应式(2-22)仅表示一系列复杂化学反应的最终结果，表达不出化学反应的实际过程与机理。链式反应理论对此却能给出现代的解释，是反应物分子首先离解成一些自由基（自由原子或自由原子团），这些基在经过一系列链锁反应步骤后才能完成反应。自由基具有很大的化学活性，能成为反应连续进行的活化中心。链式反应一般包括许多步骤，例如：链起始（分子离解成自由基）；链传递（某基与某分子作用生成另一基）；链分支（该步骤每消耗一个基可生成两个基）以及链破坏（基变成分子）等。加热法与光化法都可以使链起始，后者是指短波光线的照射引起分子离解。在矿井内，高温热源与火源加热是常见的起链方法。为了起链需要消耗一定的活化能。自由基在连锁反应过程中增长的倍数称为增倍因子 $\alpha$ ，当 $\alpha > 1$ 时，反应链的数目增加，反应速度相应加速，如此循环下去，可使反应加速到爆炸速度。通用链分子反应系统可写为：



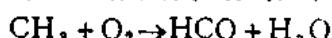
式中 M——分子，R——自由基，P——产物； $k_1, k_2, \dots, k_4$ ——表示1, 2, ..., 4, 反应式的反应速度常数见表2-27。

解释甲烷在较低温下氧化的简单反应历程如下[25]:



室温下无点火源时，烷-空混合物即使能够反应，其反应量也总是非常微小的，不会形成燃烧；但是，当存在点火源时，在火源周围烷-空混合物的反应量骤增，甲烷浓度在5~15%时，即可形成较高温度的爆炸。

在较高温度下，甲烷的燃烧包括使CO进一步氧化成CO<sub>2</sub>这一步骤。如果没有CO转化为CO<sub>2</sub>步骤，则CH<sub>4</sub>的氧化反应就属于低温反应。在较高温度下，一些高活化能步骤变成可行，甚至更能发生高温分解反应，出现浓度很高的O基和H基。表2—27是西瑞(Seery)等人1970年给出的一套完整的反应方程组及其近似的反应速度常数k<sub>i</sub>。各种火焰研究表明甲烷基与O或O<sub>2</sub>化合生成甲醛(见反应式7、8)。在感应期内，当(O)/(O<sub>2</sub>) 小于10<sup>-3</sup>时，与方程8相比，方程7可以忽略不计。当k<sub>1</sub>/k<sub>2</sub>>10<sup>2</sup>时，可以合并反应式8与9：



得出方程17。在高温和低温下，加入甲醛均能缩短甲烷氧化的感应期，并通过产生链分支步骤去影响爆炸条件。从表2-27的反应速度常数可知，甲烷的氧化与温度有关。由于甲烷的氧化反应的发展是由活化中心(自由基)、温度和热能等因素决定的，所以当烷-空混合物中加入惰性、吸热降温起负催化作用的物质或掺入足够数量的能够同活化中心结合的物质(例如一溴三氟甲烷CF<sub>3</sub>Br)时，就可以使CH<sub>4</sub>的燃烧与爆炸中止。安全火焰灯所以安全，从链式反应理论来看，就是因为自由基与灯的金属网罩接触使链中止，以及金属网吸热降温使反应中断。

#### 四、煤矿爆炸性气体的安全技术参数

为了有效的预防瓦斯爆炸，必须掌握煤矿爆炸性气体的安全技术参数，这些参数主要是爆炸极限(上、下限)、最低点燃温度、最小点燃能量、最大爆炸压力、火焰蔓延极限宽度以及比重等(见表2—28)。

##### 1. 爆炸极限

表2-27 甲烷链式反应方程式与反应速度常数 $k_r$ 

编 号	反 应 方 程 式	$k_r$
1	$\text{CH}_4 + \text{M} \rightarrow \text{CH}_3 + \text{H} + \text{M}$	$1.5 \times 10^{19} \exp(-100, 600/\text{RT})$
2	$\text{CH}_4 + \text{O}_2 \rightarrow \text{CH}_3 + \text{HC}_2$	$10 \times 10^{14} \exp(-45, 400/\text{RT})$
3	$\text{O}_2 + \text{M} \rightarrow 2\text{O} + \text{M}$	$3.6 \times 10^{13} \text{T}^{-1} \exp(-118, 800/\text{RT})$
4	$\text{CH}_4 + \text{O} \rightarrow \text{CH}_3 + \text{OH}$	$1.7 \times 10^{13} \exp(-8760/\text{RT})$
5	$\text{CH}_4 + \text{H} \rightarrow \text{CH}_3 + \text{H}_2$	$6.3 \times 10^{13} \exp(-12, 700/\text{RT})$
6	$\text{CH}_4 + \text{OH} \rightarrow \text{CH}_3 + \text{H}_2\text{O}$	$2.8 \times 10^{13} \exp(-5000/\text{RT})$
7	$\text{CH}_3 + \text{O} \rightarrow \text{H}_2\text{CO} + \text{H}$	$10^{13} - 10^{14}$
8	$\text{CH}_3 + \text{O}_2 \rightarrow \text{H}_2\text{CO} + \text{OH}$	$10^{14} - 10^{15}$
9	$\text{H}_2\text{CO} + \text{OH} \rightarrow \text{HCO} + \text{H}_2\text{O}$	$10^{13} - 10^{15}$
10	$\text{HCO} + \text{OH} \rightarrow \text{CO} + \text{H}_2\text{O}$	$10^{12} - 10^{15}$
11	$\text{CO} + \text{OH} \rightarrow \text{CO}_2 + \text{H}$	$3.1 \times 10^{11} \exp(-600/\text{RT})$
12	$\text{H} + \text{O}_2 \rightarrow \text{OH} + \text{H}$	$2.2 \times 10^{14} \exp(-16, 600/\text{RT})$
13	$\text{O} + \text{H}_2 \rightarrow \text{OH} + \text{H}$	$4.0 \times 10^{14} \exp(-9160/\text{RT})$
14	$\text{O} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{O}\text{H}$	$8.4 \times 10^{14} \exp(-18, 240/\text{RT})$
15	$\text{H} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{H}_2 + \text{OH}$	$10 \times 10^{14} \exp(-20, 400/\text{RT})$
16	$\text{H} + \text{OH} + \text{M} \rightarrow \text{H}_2\text{O} + \text{M}$	$2.0 \times 10^1 \text{T}^{-1}$
17	$\text{CH}_3 + \text{O}_2 \rightarrow \text{HCO} + \text{H}_2\text{O}$	$10^{14} - 10^{15}$
18	$\text{HCO} + \text{M} \rightarrow \text{H} + \text{CO} + \text{M}$	$2.0 \times 10^{13} \text{T}^{0.5} \exp(-28, 800/\text{RT})$

表2-28 煤矿常见爆炸性气体安全技术参数[26、27]

名 称	分 子 式	分子量	在空气中的爆炸极限				最大爆 炸压力 (kPa)	最 低 点燃温 度 (101.3 kPa, 20℃ 时) (℃)	最 小 点燃能 量 (mJ)	注				
			(空气为 1)		101.3kPa 20℃时									
			下限	上 限	下限	上 限								
			按体积%		g/m <sup>3</sup>									
甲 烷	$\text{CH}_4$	16.0	0.55	5.0	15.0	33	100	706 (650)	595 (650) 0.28	最 低 点				
乙 烷	$\text{C}_2\text{H}_6$	30.1	1.04	3.2	12.5	40	155		515	0.25				
丙 烷	$\text{C}_3\text{H}_8$	44.1	1.56	2.1	9.5	39	180	844	470	0.26				
正丁烷	$\text{C}_4\text{H}_{10}$	58.1	2.05	1.6	8.5	37	210	844	365	0.25				
异丁烷	$(\text{CH}_3)_3\text{CH}$	58.1	2.05	1.9	8.5	44	210		460	足西源电气规范条 件。				
氢	$\text{H}_2$	2.0	0.07	4.0	75.6	33	64	726	560 0.019					
一氧化碳	$\text{CO}$	28.0	0.97	12.5	74	145	870	718	605					
硫化氢	$\text{H}_2\text{S}$	34.1	1.19	4.3	45.5	60	650	490	270					

爆炸性气体与空气混合，只在某些浓度范围之内才是可爆炸的，即点燃这种浓度的混合气体爆炸会自动蔓延开来（不须再继续输入能量和空气）。可能产生爆炸的最低浓度称为爆炸下限；最高浓度为上限。上、下爆炸极限常用气体与空气混合的体积百分浓度表示。这些值是在混合气体的压力为101.3kPa，温度为20°C时测定的。下限与可爆性气体不足或氧气过剩有关；上限与氧气不足或可爆性气体过剩有关，另外上、下限还在一定程度上与实验条件有关。用体积百分浓度表示的爆炸极限在100°C以下时，在测试精度范围内，它的数值与混合气体的温度无关；在100°C以上时，必须要考虑温度的影响。爆炸地点温度增加时，下限下降，上限上升，见表2-29。

表2-29 甲烷—空气混合气体的爆炸范围与爆炸地点温度[22]

爆 炸 地 点 温 度 (°C)	混 合 气 体 爆 炸 界 限 (%)	
	下 限	上 限
20	6.00	13.40
100	5.45	13.50
300	4.40	14.25
600	3.35	16.40
700	3.25	18.75

随着爆炸地点气压的升高，甲烷-空气混合气体的爆炸范围逐渐扩大，见表2-30，这个规律对烃类气体也适用。

甲烷的爆炸范围随着混合气体中氧浓度的降低而缩小，见图2-34。图2-34是常温下的试验值[30]，而图2-35是爆炸地点温度为150°C时的试验值[31]。这些图对封闭或

表2-30 甲烷—空气混合气体的爆炸范围与爆炸地点气压的关系[29]

爆 炸 地 点 气 体 压 力 (kPa)	混 合 气 体 爆 炸 极 限 (%)	
	下 限	上 限
101.3	5.6	14.3
1013.0	5.9	17.2
5065.0	5.4	29.4
12662.5	5.7	45.7

启封火区以及在密闭区内灭火时，判断火区有无瓦斯爆炸危险，以及采用惰气灭火时判断瓦斯爆炸危险的变化趋势具有指导意义。例如，封闭火区过程中，由于切断了向火区的供风，火区内的瓦斯浓度将逐渐增加，如果没有惰气混入，那么甲烷浓度与氧浓度所决定的坐标点落入BCE区内时，遇火便会发生瓦斯爆炸。从图2-35可知，氧气浓度的降低不仅爆炸范围缩小，而且最大爆炸压力也明显下降，爆炸下限几乎保持不变，而爆炸上限下降甚大：当氧浓度降至极限值（即失爆氧浓度）10%（150°C初始温度下）时，爆炸上、下限重合。

在一点 ( $5\% \text{CH}_4$ )。

用不同的惰性气体 ( $\text{N}_2, \text{CO}_2$ ) 惰化甲烷-空气混合气体时，爆炸地点不同温度下失爆氧浓度是不同的，见表2-31及图2-36。失爆氧浓度随着爆炸地点温度的增加，直线地减少，温度每增加 $100^\circ\text{C}$ ，约减少1%。与氮气相比，二氧化碳的惰化效果良好，因为 $\text{CO}_2$ 的失爆氧浓度比 $\text{N}_2$ 高2.5~3%。因此，用 $\text{CO}_2$ 作为惰化气时，其用量要比 $\text{N}_2$ 节省10%以上。但是不少矿区由于当地有廉价的液氮来源，所以实际上用 $\text{N}_2$ 惰化火区的矿井还是比较多的。

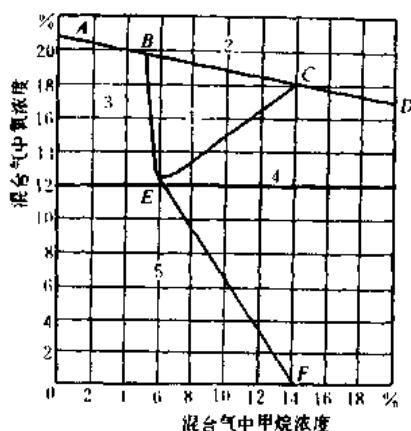


图2-34 甲烷-空气混合气体的爆炸界限与氧浓度的关系图

1—甲烷-空气混合气体点火爆炸区；2—不存在的甲烷-空气混合区；3—甲烷浓度过低不爆区；4—甲烷浓度过高不爆区；5—瘦氧不爆区

飞扬在甲烷-空气混合气体中的煤尘，会降低沼气的爆炸下限。因为煤尘不仅本身具有爆炸性，而且遇火时还会干馏出可燃气体，这些都可使甲烷爆炸下限降低。

当甲烷和空气的混合气体中混有乙烷丙烷等烃类可燃物或一氧化碳时，可用理·查特里 (Le Chatelier) 法则计算混合气体的爆炸上、下限：

$$N = \frac{100}{\frac{C_1}{N_1} + \frac{C_2}{N_2} + \frac{C_3}{N_3} + \dots}, \% \quad (2-24)$$

• 试验槽44L，4mm火花隙引火源，点燃能10J。

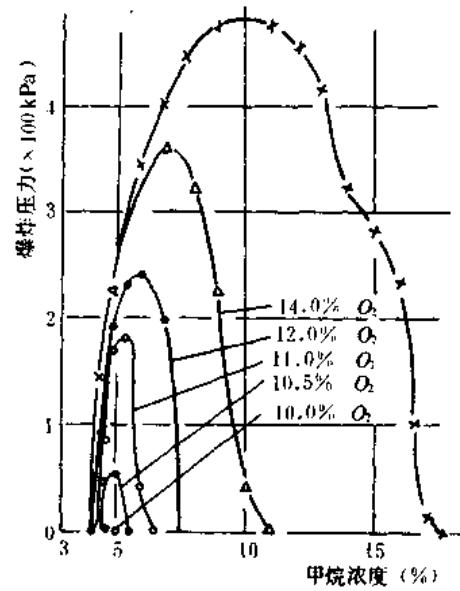


图2-35\* 爆炸地点温度为 $150^\circ\text{C}$ ，不同氧气浓度时，甲烷-空气-氮气混合物的爆炸特性[31]

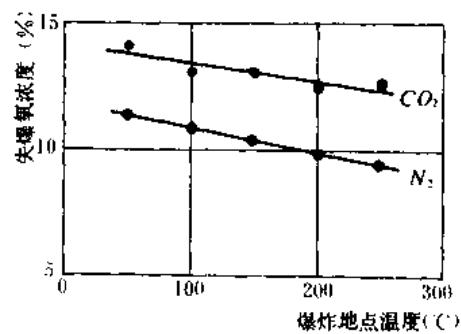


图2-36 用 $\text{N}_2$ 或 $\text{CO}_2$ 惰化甲烷-空气混合气体时，爆炸地点温度对失爆氧浓度的影响[31]

表2-31 用氮或二氧化碳对甲烷—空气混合气体进行惰化时，  
不同温度下的失爆氧浓度[31]

爆炸地点温度℃	失爆氧浓度(%, 体积)	
	N <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>
50	11.4	14.0
100	10.8	13.0
150	10.4	13.0
200	9.9	12.5
250	9.5	12.5

式中 N、N<sub>1</sub>、N<sub>2</sub>、N<sub>3</sub>……分别为混合气体的和各组分可燃气体的爆炸上限或下限, %;

C<sub>1</sub>、C<sub>2</sub>、C<sub>3</sub>……分别为各组分可燃气体占可燃气体总和的百分比(按体积计), %;

$$C_1 + C_2 + C_3 + \dots = 100\%$$

使用理·查特里法则计算出来的上限值不太准确。该法则适用于烃类与一氧化碳等混合气体, 但氢气除外。使用理·查特里法则计算混合气体爆炸极限的缺点是必须预先知道混合物各可燃组分的浓度。

惰性气体对爆限的影响: 如果在混合气体中除可燃气体与空气以外, 还混入了惰性气体, 例如混入N<sub>2</sub>或CO<sub>2</sub>可使甲烷的爆炸下限提高, 上限降低。惰性气体的浓度达到某一数值时, 可以使混合气体失去爆炸性。

为了计算惰化爆炸混合气体所需要的惰性气体数量, 可参考表2-32的数据。

表2-32 为了防止爆炸, 在未知浓度的可燃性气体、空气以及惰性  
气体混合物中氧或惰性气体浓度的最高或最低值[27]

气体名称	惰性气体(体积%)					
	CO <sub>2</sub>			N <sub>2</sub>		
	C <sub>max</sub> , O <sub>2</sub>	C <sub>min</sub> , C·L	C <sub>min</sub> , m·L	C <sub>max</sub> , O <sub>2</sub>	C <sub>min</sub> , O·L	C <sub>min</sub> , m·L
氢(H <sub>2</sub> )	5.9	57	91	5.0	7.1	95
一氧化碳(CO)	5.9	40	68	5.6	58	80
甲烷(CH <sub>4</sub> )	14.6	23	77	12.1	36	86
乙烷(C <sub>2</sub> H <sub>6</sub> )	13.3	32	88	11.0	44	93
丙烷(C <sub>3</sub> H <sub>8</sub> )	14.2	29	89	11.8	42	91
丁烷(C <sub>4</sub> H <sub>10</sub> )	14.5	28	90	12.1	49	95

注: 混合物温度20℃压力101.3kPa。

表中  $C_{max}, O_2$  是使总混合物(可燃气体 + 空气 + 惰性气体)失爆的最大氧浓度。它表示，在不知道可燃气体和惰性气体浓度条件下，刚刚能够阻止混合气体发生爆炸的氧气浓度。例如，根据表2-32在一个充满甲烷和空气混合气体的密闭区，其中甲烷的浓度不知道(可为任意浓度)，在温度为20°C压力为101.3kPa条件下，为保证密闭区甲烷不爆炸，采用CO<sub>2</sub>作为惰性气体时，只要保证氧浓度降低到14.6%以下，就可以使密闭区失去爆炸危险。

$C_{min, O_2 \cdot L}$  ——以可燃气体 + 空气 + 惰性气体为计算基础，在不混入空气条件下加入惰性气体，使总混合物失爆的最低的惰性气体的浓度。也就是说，可燃气体的浓度不知道，空气不混入情况下，加入的惰性气体在整个混合物中必须超过此浓度，才能阻止混合物发生爆炸。例如根据表2-32，在一个充满未知浓度的甲烷和空气混合的密闭区内，温度为20°C，压力为101.3kPa，在无空气进入条件下，为使密闭区的混合物不发生爆炸，注入CO<sub>2</sub>，其在整个混合物中的浓度必须高于23%。

$C_{min, m \cdot L}$  ——通风区内，使总混合气体(可燃气体 + 空气 + 惰性气体)失爆的最低的惰性气体浓度。也就是说，在不知道可爆气体浓度，任意供风量条件下，为防止混合气体爆炸，在总的混合物中惰性气体必须超过的浓度。例如，在一个任意甲烷浓度的通风区，用CO<sub>2</sub>作为惰性气体防爆，温度是20°C，压力为101.3kPa，要保证不发生爆炸，其CO<sub>2</sub>的浓度必须高于77%。

在实际使用表2-32数据时，应考虑一个安全系数，这个系数一方面与测定方法的精度有关，另一方面要考虑惰性气体的混合质量，即惰性气体在密闭区内的分布状况。浓度  $C_{min, m \cdot L}$  值是相当大的，即使对密闭区进行通风也能防止爆炸。为此必须把相当多的惰性气体混入到不知道甲烷浓度的通风区中。

如果在爆炸性混合气体加入某些卤族碳氢化合物。例如三氟一溴甲烷(CF<sub>3</sub>Br)，就可以抑制爆炸。因为后者具有捕捉燃烧过程中起重要作用的自由基或活化中心的能力，从而起到抑制燃烧作用。见图2-37[43]。从图中可知，为抑制甲烷爆炸，使用CO<sub>2</sub>时添加量为25%，N<sub>2</sub>为36%，而CF<sub>3</sub>Br仅为3.6%。抑制火焰所需要的CF<sub>3</sub>Br最大浓度为4.7%，此值是防止井下甲烷爆炸的最低值。CF<sub>3</sub>Br不导电、蒸发成气态时很干净，灭火效果比水、CO<sub>2</sub>都好，其毒性最小。

## 2. 最低点燃温度

取少量被测定气体试样放进爱伦迈尔烧瓶中，把烧瓶放在电炉上加热，改变瓶壁温度和试样数量，用一系列测定试验找出使气样直接发生燃烧的瓶壁最低温度，这个温度称为该气体的自燃温度(气样的测试环境压力为101.3kPa)，亦即最低点燃温度。

最低点燃温度是重要的安全技术参数之一。它不仅可以决定在什么样的爆炸混合气体内，使用什么型式的防爆电器设备；而且还可以决定矿井里其它设备的允许温升。

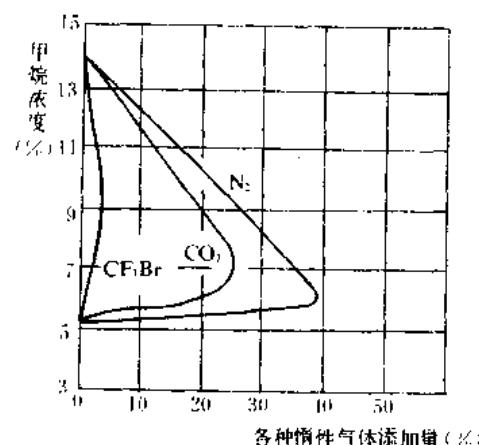


图2-37 在甲烷-空气和惰性气体混合气体中甲烷的爆炸极限

### 3. 最大爆炸压力

表2-32中的最大爆炸压力作为物质的一种性质，可以判断它的爆炸危险性的大小。最大爆炸压力是指在一个5L的密闭容器内，改变可燃气体的浓度，进行一系列爆炸试验，测得爆炸压力的极大值（压力为101.3kPa，温度为20℃）。

井下发生瓦斯爆炸，是在长度很大的巷道中进行的，可能会出现更高的压力。

爆炸压力是由于爆炸时产生的高温引起的。当甲烷浓度为9.5%时，在自由空间可测得1850℃或在密闭空间达到2150~2650℃的瞬时高温，相应的爆炸压力为700~1000kPa。

### 4. 最小点燃能量

点燃爆炸性混合气体所需的最小能量是可燃性气体的重要安全技术参数之一。它不仅与可燃性组分的种类有关，而且也随着与空气混合的浓度而变化。在爆炸上限附近，需要的点燃能量最大；在化学当量浓度（根据化学反应式，可燃气体与空气中的氧正好燃尽时，可燃气体在混合物中的浓度）与这个浓度的1.5倍之间时，需要的点燃能量最小，这种浓度的混合气体称为最易点燃的混合气体。此外，最小值也与引火源的种类有关。例如，用电火花点燃与用加热体点燃其数值是不同的。

表2-28中所列之值是这样确定的：调节放电电路中电荷及电容的大小以及电极间的距离和电极的形状，使爆炸环境压力为101.3kPa和温度为20℃时的最易点燃的混合气体刚刚能够点燃的能量定为最小点燃能量。

安全火花型电气设备不论是在正常工作状态，还是在故障状态下都是绝对安全的。之所以如此，就是因为这种设备限制了其电路的参数。使之在电路切换时放电的能量低于工作环境中可燃气体最小点燃能量。因此这种设备适用于一切有爆炸危险的矿井和厂房。此外，由于安全火花型较其它防爆型电气设备具有重量最轻，尺寸最小，制造工艺简单和成本低等优点，它已成为矿井弱电系统，诸如自动化、通讯、信号、监测装置和仪表防爆的技术发展方向。

### 5. 火焰蔓延极限宽度（最大不传爆间隙）

在爆炸危险环境中工作的设备上存在火源时（例如电路开关火花等），必须在火源外围加上一个隔爆外壳。爆炸混合气体在壳内爆炸时，能可靠地防止火焰蔓延到壳外，以防引起壳外的瓦斯爆炸。壳体采用固定间隙长度结构，并保证间隙的宽度小于火焰蔓延极限宽度。后者还用于各种危险物质爆炸级别的分类。

设间隙的长度为 $L$ ，间隙的宽度为 $G$ ，用实验方法对固定间隙长度 $L$ 条件下的极限间隙宽度进行测定。例如 $L=25\text{mm}$ 时，甲烷的 $G \leq 1.2\text{mm}$ （火焰蔓延极限宽度），同时 $L$ 变长时， $G$ 的极限值也变宽。 $L$ 与 $G$ 之间存在如下关系[26]：

$$\ln\left(\frac{G+c}{L+b} - B\right) = a - KL \quad (2-25)$$

式中 $a$ 、 $b$ 、 $c$ 、 $B$ 和 $K$ 为取决于可燃气体种类的常数，见表2-33。

根据最大不传爆间隙可以对可燃气体进行分类，见表2-34。

最大允许不传爆间隙在隔爆电气设备设计加工以及使用时非常重要。只有保证间隙的宽度小于最大不传爆宽度，才能保证设备的隔爆性能。

## 五、煤矿井下瓦斯爆炸原因分析

从前面讲的瓦斯爆炸理论可知，发生甲烷-空气混合气体爆炸的必要条件是：甲烷的

表2-33

火焰蔓延曲线的常数值[26]

气体名称	a	b	c	B	K
氢	-3.17	4	0.15	0.00953	0.1208
甲烷	-3.17	13	0	0.011	0.0286

表2-34 可燃气体火焰蔓延极限宽度、最小点燃能量与爆炸等级关系

爆炸等级	火焰蔓延极限宽度 (mm)	最小点燃能量 (mJ)	气体实例
1	>1.0 >0.6	>0.25 >0.06	甲烷、乙烷、丙烷
2	0.4~0.6	>0.025	
3	<0.4	<0.025	氢

浓度超过爆炸下限(即形成瓦斯积存);氧的浓度不低于12%;具有超过最小点燃能量、长于感应期和高于甲烷最低点燃温度的点火源。总之,除去氧气条件之外,抓住瓦斯积存和火源两个基本因素进行爆炸原因分析是一般常用的方法。

根据国内外煤矿发生瓦斯爆炸的地点统计,大致有这样的规律,瓦斯积存的概率大致随着距瓦斯源(煤岩中所含的瓦斯通过这些地区进入矿井)的距离增加而减少,从整个井下到井口和选煤厂都有产生瓦斯爆炸事故的可能。瓦斯源包括:掘进和回采工作面;掘进机、采煤机、钻机工作处;放炮落煤处;排放瓦斯专用的尾巷;旧式采煤法的冒落区、密闭区,停风无风区;通风不良隅角区,停掘无风盲巷;煤和瓦斯突出、瓦斯喷出以及排放积存瓦斯时瓦斯流经地区等。由于瓦斯源的所在地甲烷积存的时间与地点概率最高,所以危险性也大。根据我国1970~1979年发生瓦斯爆炸的统计资料,发生在掘进工作面的瓦斯爆炸占总爆炸次数的46.9%,回采工作面占49.2%,其它仅占3.3%。发生瓦斯爆炸积聚瓦斯的直接原因见表2-35。统计数据表明,搞好通风系统管理,掘进通风和瓦斯管理,及时清除瓦斯积聚,是防止瓦斯爆炸最基本和最积极的措施。

表2-35

积聚瓦斯的直接原因

积聚瓦斯原因	局部停转风筒脱节	采掘工作面风道堵塞	水采面临时改变通风系统	风门打开风流短路	自然通风	采空区积聚	合计		
	风量不足	无风道	通风系统	风流短路					
占总次数%	42.5	6.8	19.5	4.5	2.2	3.1	11.4	8.0	100

井下瓦斯爆炸的引火源多种多样。各种明火、煤炭和可燃物的自然、电线短路、过载电流、电弧、电火花,灯泡破坏时赤热灯丝、摩擦或冲击火花、静电火花,炸药爆破火

焰、赤热产物（气体与粒子）、冲击波压缩热等等。总之，凡是温度超过甲烷最低点燃温度、其存在时间大于感应期、引燃能量高于甲烷最小点燃能量的高温热源都可以引起瓦斯爆炸。表2-36是1970~1979十年间发生瓦斯爆炸事故的直接引火原因统计。

表2-36

#### 引起瓦斯爆炸的火源原因

引起原因	各种火灾原因的分布																			
	放炮、不封或放炮		多蕊电导爆带电检		矿灯、电煤井下照		蓄电池		动力电		电机车		其它		小绞车		自燃火		坚硬顶板	
	器	出少	封炮	炮烟	放出缆	连索放	修电器	出火	钻出明	线路制器	出缆漏电	架线出	电火	铆钉突	灾及明	冒落	刨石吸烟	撞击	火花	出火
火	泥	出	火	珠	炮	烟	设备	火	出	火	短路	火	火	出	摩擦	火	出	火	花	出
占总数	5.8	10.4	4.6	5.8	1.1	13.8	11.5	8	4.6	2.3	2.3	1.1	12.6	1.1	4.6	2.3	3.5	4.6		
次数%	27.77				56.2								16.1							

炮采炮掘为主的矿井，爆破热源引燃瓦斯的百分比可以增加到40%以上。随着井下机械化程度的提高，使用电气设备的数量、种类和功率越来越大，因电气设备电火花和机械摩擦火花引燃的事故百分比增加到50%以上。据英国统计，从1965到1973年，长壁式综采工作面发生的瓦斯燃烧与爆炸事故中，有一半以上是采煤机的截装机构的摩擦冲击火花引起的[14]。

井下岩石与岩石，岩石与金属，金属与金属撞击或摩擦产生的火花都可能引燃瓦斯。

近年来，井下运输的皮带化，皮带摩擦起火事故增多；高分子材料产品在井下使用的范围越来越广，发生了静电火花引起CH<sub>4</sub>燃烧与爆炸；随着井下和采区电压的提高和用电量增加，电网以大地为回路的漏电增加，出现了杂散电流火花引燃瓦斯事故。

国内外的统计资料表明，思想麻痹，管理松懈是引起事故的重要因素。瓦斯涌出量小的矿井产生瓦斯爆炸燃烧事故次数可能多于瓦斯涌出量大的矿井。英国一个多年来在风流中几乎测不出瓦斯存在的矿井，竟发生过两次瓦斯爆炸事故。

## 六、预防瓦斯爆炸技术措施

预防瓦斯爆炸的技术措施，主要包括三个方面：防止瓦斯积聚；防止引火点燃；此外还应设计与采取防止瓦斯爆炸事故扩大的措施。

#### 1. 防止瓦斯积聚的措施

所谓瓦斯积聚是指局部瓦斯浓度超过2%，其体积超过 $0.5\text{m}^3$ 的现象(《说明》)。防止瓦斯积聚的基本方法如下：

### 1) 搞好通风

通风是防止瓦斯积聚最基本最有效的措施。矿井通风的理论与技术工程详见《矿井通风学》。这里仅强调以下各点：

选好、建设好和维护好安全可靠的、完整的、独立的矿井通风系统，实行分区通风。每一生产水平，每一采区都必须布置单独的回风道。回采工作面和掘进工作面都应采用独立通风。煤层倾角大于12度的回采工作面应采用上行通风。采空区必须及时封闭。巷道连通采空区的风眼，必须随采随闭。采区结束后，至多不超过一个月必须把所有的通风采空区

区的巷道封闭起来。所有的通风构筑物严格按质量标准筑好，维护好。

每一矿井都必须采用机械通风。一般应采用抽出式通风。这样，一旦地面主扇因故停止运转时，井下空气压力升高，可以抑制积存的瓦斯涌出。矿井主扇是矿井的“肺脏”，一定要选好，安装好，维修好，符合《规程》第123条规定。

矿井及各用风地点必须按《规程》第104条、第108条规定的要求供给质洁量足的空气。

### 2) 及时安全地处理积聚瓦斯

《规程》第142条规定，每一矿井必须从采掘工作，生产管理上采取措施，防止瓦斯积聚。当发生瓦斯积聚时，必须及时处理。这是矿井日常瓦斯管理工作的重要内容，是预防瓦斯爆炸事故的关键工作。井下任何一处瓦斯积存都可能成为爆源，因此必须及时安全地处理好。不留任何隐患。主要方法有：加大瓦斯积聚地点的风速和风量；强制冲淡瓦斯到允许浓度后排到回风流中；按矿总工程师批准的安全措施排放积存瓦斯；临时停风地点不得停风；停风区瓦斯浓度达到3%，不能立即处理时，必须予以封闭；停风区域必须切断电源；恢复通风，排放瓦斯和送电时，要有安全措施；必要时应采取封闭抽放瓦斯等措施。

### 3) 分源治理瓦斯

分源治理瓦斯就是针对瓦斯来源的特征（涌出规律与涌出量）采取相应的治理措施，寻求经济合理，安全可靠的最优治理方案。

#### (1) 瓦斯来源分析

矿井瓦斯涌出的区域可分为：回采区，掘进区和已采区。可以同时测定矿井各回采区、各掘进区回风流中的瓦斯量，得到矿井瓦斯涌出量平衡表，瓦斯来源调查是分源治理的基本依据。

①已采区 按《规程》必须及时封闭。已采区瓦斯涌出特点是：随着采止时间的增长，涌出量渐减；矿井大气压力变化时，其涌出量也随之波动，气压降低时涌出量增大。因此大气压力变动季节，应加强对采空区瓦斯的观测与管理。当已采区的瓦斯涌出量较大矿井风量不足时，可以考虑抽放采空区瓦斯。

②掘进区 涌出的瓦斯主要是煤巷所在煤层本身的瓦斯。每条新掘巷道的涌出瓦斯量随着煤层厚度、煤层瓦斯含量、巷道掘进速度、巷道排放瓦斯半径以及巷道长度的增加而增大。当巷道掘进时期的瓦斯涌出量不大于 $3\text{m}^3/\text{min}$ ，一般可以用掘进通风的方法解决；当涌出量超过 $3\text{m}^3/\text{min}$ ，应采用抽放本层瓦斯（详后）作为通风的辅助措施。

掘进区防治局部瓦斯积聚的几种方法：

掘进区局部冒顶积存的瓦斯，可用图2-38所示的导风板冲淡瓦斯或充填黄土的方法处理。

当掘进巷道的瓦斯涌出量在局部地段很大，可以将巷道的顶、帮用板型材料包围起来，对壁后的隔离区插管抽（进入煤壁）放瓦斯。抽放负压 $20\sim26\text{kPa}$ 时，抽放量可达 $10000\sim15000\text{m}^3/\text{d}$ 。

③回采区 回采工作面的瓦斯涌出特性与涌出量是回采区治理瓦斯的基础。

a 炮采工作面瓦斯涌出情况：如图2-39所示，放炮时出现瓦斯涌出高峰，峰值可分为二部份：即 $Q_1$ 与 $Q_2$ 。 $Q_1$ 与每次放炮的孔深、孔数、爆破区长度，煤的破碎程度以及本煤

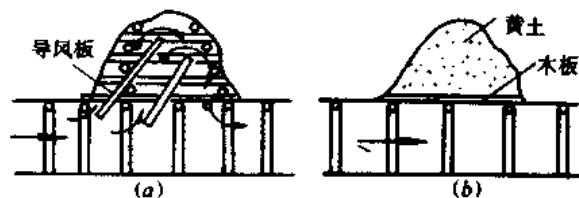


图2-38 巷道局部冒顶积存瓦斯的处理  
a—用导风板冲洗瓦斯；b—用充填木板消除积存瓦斯

层的瓦斯含量有关，这些参数值越高，瓦斯涌出量峰值越大，这些是与采煤产量直接有关的瓦斯涌出；随后涌出量随时间渐减，逐渐接近于常量 $Q_1$ ，后者包括入风携带的瓦斯，煤壁涌出的瓦斯以及采空区涌入回采工作面的瓦斯等，这些是与采煤产量无直接关系的涌出。

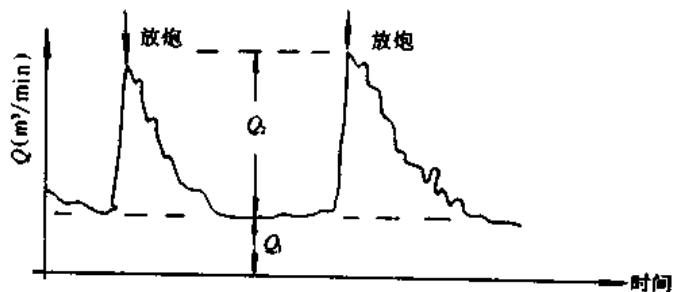


图2-39 回采工作面放炮前后瓦斯涌出动态曲线

**b 机采工作面瓦斯涌出情况：**如图2-40所示，使用浅截深采煤机或刨煤机采煤时，其瓦斯涌出也可以分为两部分：与采煤有直接关系的涌出和无直接关系的涌出。开动机器采煤，工作面瓦斯涌出量逐渐增加，所增加的瓦斯量来自采落的煤块和新暴露的煤壁，它与所采煤层的瓦斯含量、落煤块度、采煤机的生产率( $t/min$ )有关，并随上述参数值的增大而增加。但当采煤机生产率稳定在某一数值时，总瓦斯涌出量也稳定在某一数值( $Q_1 + Q_2$ )，即与煤产量直接有关的瓦斯涌出稳定在 $Q_2$ 值上；关机停产，工作面瓦斯涌出量逐渐减少，逐渐趋近于常数 $Q_1$ 。组成 $Q_2$ 的瓦斯源与炮采情形类似，同样与产煤量无直接关系。

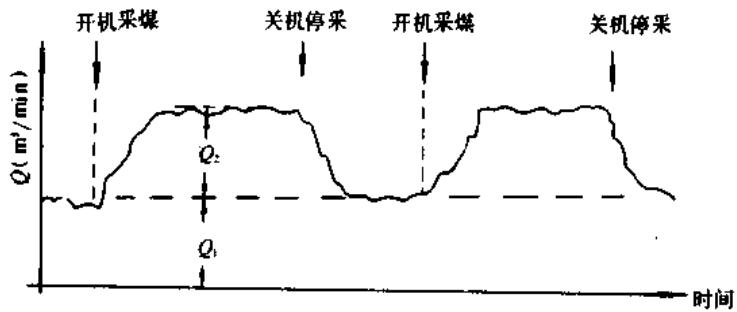


图2-40 浅截深机采工作面瓦斯涌出动态曲线

### c 回采工作面瓦斯涌出的治理

要针对不同的瓦斯来源分别采用不同的处理方法，以消除工作面瓦斯积聚和瓦斯浓度超限：

#### a) 通风系统与风排瓦斯能力的关系

长期以来，许多回采工作面都是采用U形通风系统，这种通风系统处理瓦斯的能力较差，容易在回采工作面上隅角聚积瓦斯，既危险又限制了瓦斯工作面产量的提高。表2-37列出了不同形式液压支架工作面的极限风量。图2-9给出了U形工作面上隅角瓦斯聚积及工作面风流中瓦斯浓度等值线的分布。上隅角形成瓦斯聚积的主要原因是，工作面采空区

表2-37 综采工作面不同支架型式的极限风量与瓦斯量

支架型式	有效断面公式	开采厚度 (m)	有效通风断面 (m <sup>2</sup> )	极限风量 (m <sup>3</sup> /min)	极限排瓦斯量 (m <sup>3</sup> /min)	注
单体支架	$S = 4(m - 0.15)$	1	3.4	816	8.16	工作面极限 风速4m/s
		2	7.4	1776	17.76	
框式支架	$S = 3.75(m - 0.3)$	1	2.63	631	6.31	
		2	6.38	1531	15.31	
掩护式支架	$S = 3(m - 0.3)$	1	2.1	504	5.04	
		2	5.1	1224	12.24	

涌出的绝大部分瓦斯都在这里集中，同时这里的风速低，风量不足。这种通风系统不符合分源治理瓦斯的要求。为了改善安全条件和满足机械化生产的要求，在U形通风系统的基础上，在回风巷的采空区侧维持一段专为排放采空区瓦斯用的尾巷（瓦斯道），如图2-10所示。这样，进入工作面的风流分为两部分，一部分清洗工作面，冲淡开采层涌出的瓦斯；另一部分漏入采空区，冲淡来自采空区和邻近层的瓦斯。这种方式使上隅角的瓦斯聚积点移到距工作面20m以外，提高了安全性，但是由于分流较多，工作面上隅角的风速有时比较小，有时仍满足不了高瓦斯综采工作面生产的要求。

根据分源治理瓦斯的原则，在高瓦斯U形通风系统工作面，有人用局扇和风筒向工作面上隅角送入一股新风，以冲淡采空区的瓦斯浓度，如图2-41、2-42所示。由于局扇能力限制，这种作法只能增加200m<sup>3</sup>/min左右的风量。

近年来，国内外试验与推广了Y型（图2-11）、W型（图2-12）和双Z型采区通风系统。Y型通风系统能比较好地符合分源治理瓦斯的要求：利用在采空区中维护的回风巷抽放邻近煤层的卸压瓦斯和采空区的瓦斯；利用采空区的漏风使采空区涌入回采工作面的瓦斯减至最小值（与U型相比，可减少80%以上），加之上述巷道的进风流可以冲淡采空区进入回风巷的瓦斯，从根本上解决了工作面上隅角瓦斯积聚的问题。如果在倾角比较小（倾角

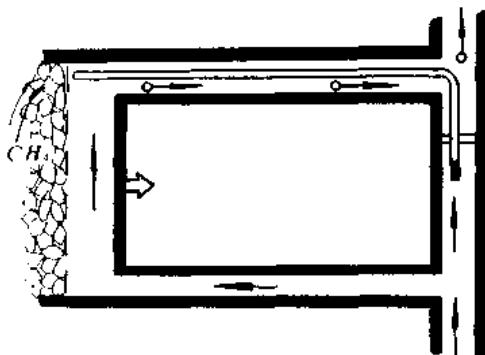


图2-41 利用装在煤巷中的风筒与局扇冲淡工作面上隅角瓦斯的系统

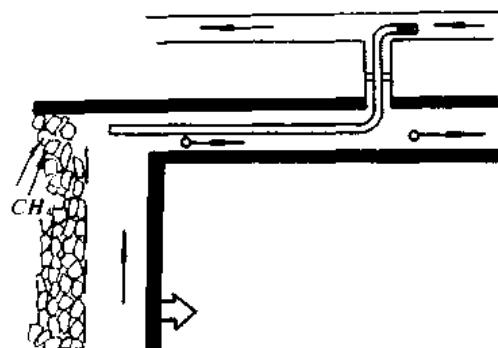


图2-42 利用装在围岩平巷中的局扇和风筒处理工作面上隅角瓦斯的系统

小于 $12^{\circ}$ 的条件下，在上部进风巷中设置运输机运煤，那么进入回采工作面的下部进风流可以保证不受污染，可以不带瓦斯与煤尘进入工作面，下部进风流只作冲淡开采层煤壁和采落煤块涌出瓦斯之用；当开采层预抽瓦斯时，可以进一步提高这种通风方式治理瓦斯的效果。这种系统对邻近层瓦斯源比重大的高瓦斯工作面尤为适用。

Y型与U型相比，工作面内的风量增加不多。为了增加工作面的通风能力，满足长工作面高产的需要，可使用W型和双Z型通风系统（见图2-12、2-43）。这两种通风系统的工作面是两端进风，因此工作面的极限风量比U型Y型增加一倍。W型（前进式）三条巷道都在采空区内维护；Z型通风系统只一条回风道在采空区内维护。西德鲁尔区厄尔德矿，采用W型系统，在工作面长250m，采区走向长750m，采高1.7m，倾角 $10\sim15^{\circ}$ 条件下工作面总回风量为 $2420\text{ m}^3/\text{min}$ ，风排瓦斯 $24.5\text{ m}^3/\text{min}$ ，总计处理瓦斯 $33\text{ m}^3/\text{min}$ ，相对瓦斯涌出量达 $66\text{ m}^3/\text{t}$ ，实际平均日产量为 $1088\text{ t/d}$ ，为了防止巷道漏风，采用 $1.8\text{ m}$ 宽硬质泡沫塑料密封带配合矸石带护巷。三条巷道净断面均为 $16.8\text{ m}^2$ 。

#### b) 采煤机或掘进机切割部附近瓦斯的治理

为治理这类瓦斯的涌出与积聚，可以使用安装在采掘机械上的水力引射器或环隙式引射器等局部送风设备。抚顺煤研所与阳泉矿务局共同研制成功的水力引射器结构如图2-44所示。其参数如下：喷咀直径 $4.5\text{ mm}$ ，水压 $600\sim2400\text{ kPa}$ 时，耗水量 $26.6\sim36.2\text{ l/min}$ ，引射风量 $20\sim36\text{ m}^3/\text{min}$ 。重庆煤研所和松藻矿务局共同研制的环隙引射器结构如图2-45所示，其参数如下：当环隙缝宽 $0.18\text{ mm}$ ，压气压力为 $400\sim500\text{ kPa}$ 时，压力水消耗量 $2.8\sim3.5\text{ m}^3/\text{min}$ ，引射风量 $45\sim53\text{ m}^3/\text{min}$ 。

#### c) 顶板附近瓦斯层状集聚的处理

在巷道周壁不断涌出瓦斯的情况下，如果巷道内的风速太小，不能造成瓦斯与空气的

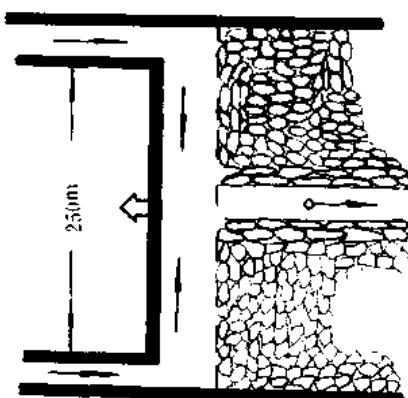


图2-43 双Z型通风系统

紊流混合。瓦斯就能浮存于巷道顶板附近，形成一个比较稳定的带状瓦斯层，这就叫瓦斯的层状集聚。层厚可由几厘米到几十厘米，层长几米到几十米。层内的瓦斯浓度由下向上逐渐增大（2~3%到10%以上）。这类层状集聚难于发现和处理，常为瓦斯爆炸根源。西德和英国矿井的风速都比较低，层状集聚经常出现。据统计，这两个国家的瓦斯爆炸事故中，2/3发生在层状集聚的地点。各类巷道（包括回采工作面）都可以出现层状集聚。厚煤层倾斜巷道和大断面顶板光滑的巷道内，如果瓦斯涌出量较大、风速较小（小于0.1m/s）时，最容易形成层状集聚。预防和处理瓦斯层状集聚的方法首先是加大巷道内的风速度，

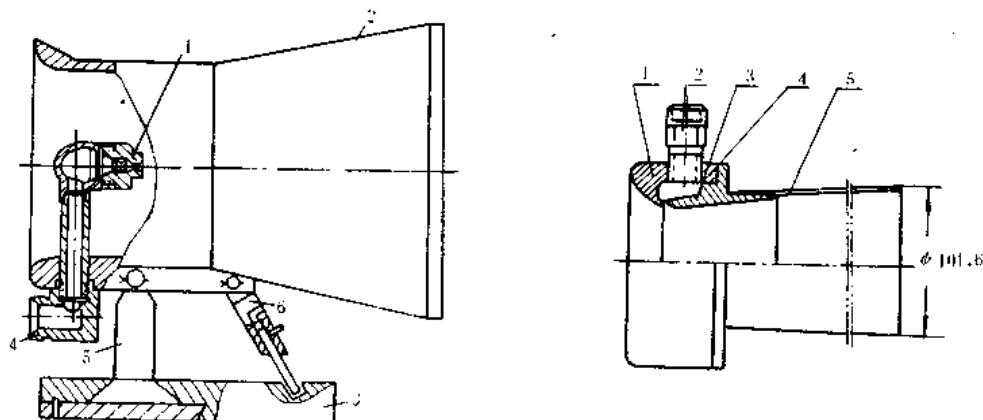


图2-44 水力引射器送风设备

1—喷嘴；2—引射风筒；3—底座；4—进水  
接头；5—调高器；6—顶柱

图2-45 环隙式压气引射器送风设备

1—集风器；2—压力接头；3—喷头；  
4—调隙垫片；5—扩散器

使瓦斯与风流能充分地紊流混合。一般认为防止瓦斯层状集聚的风速应大于0.5~1m/s。其次是加大顶板附近的风速：如在顶梁下面加导风板将风流引向顶板附近；或沿顶板铺设铁风筒，每隔一段距离接一短管，或沿顶板铺设钻有小孔的压气管，将集聚的瓦斯吹散；如果顶板裂隙发育，从中不断有较多瓦斯涌出时，可用木板将上顶背严、填实；如果顶板有集中的瓦斯源，可向顶板打钻抽放瓦斯。

#### d) 抽放瓦斯（详见本章第七节）

4) 严格井下瓦斯浓度的检查与监测。严格执行《规程》关于井下瓦斯检查制度，这是及时发现和处理瓦斯超限、瓦斯积聚、防止瓦斯爆炸的前提。《规程》对井下允许瓦斯浓度的限值以及超限时的规定如表2-38所列。

根据《规程》规定，在串联通风的两个工作面之间、下行通风回采工作面回风中安有机电设备，高瓦斯和煤与瓦斯突出矿井的煤层掘进工作面、回风流中的机电设备峒室、回风流中瓦斯浓度超过1%的综采工作面、有瓦斯异常涌出的采掘工作面、使用架线电机车的高瓦斯矿井的装煤点、煤与瓦斯突出矿井使用防爆特殊型机车内等都应安设瓦斯自动检测报警断电装置。安装方法与地点详见《说明》。

## 2. 防止瓦斯引燃措施

防止瓦斯引燃的措施是严禁和杜绝一切火源，严格管理和控制生产中可能发生的火、热源，防止它的产生或限制其引燃瓦斯的能力。

表2-38 井下各处瓦斯的允许浓度和超限时的要求

地 点	允 许 的 瓦 斯 浓 度 (%)	超 过 允 许 浓 度 时 必 须 采 取 的 措 施
矿井总回风或一翼回风	$\leq 0.75$	矿总工程师立即查明原因进行处理，并报告局总工程师。
采区回风道、采掘工作面回风流	$\leq 1$	停止作业，由矿总工程师负责采取有效措施进行处理。
采掘工作面风流中	$\leq 1.0$ $\leq 1.5$	停止电钻打眼，进行处理。 停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。
采掘工作面个别地点	$< 2$	立即进行处理，附近20m以内停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。
使用机械采煤或掘进工作面	局部积聚 $< 2$	附近20m以内必须停止机器运转，并切断电源，进行处理，只有在瓦斯浓度降到1%以下，才许开动机器。
放炮地点附近20m以内风流中	$< 1$	禁止放炮
电动机附近20m米以内风流中	$< 1.5$	必须停止设备运转，撤出人员，切断电源。进行处理，只有在瓦斯浓度降到1%以下，才许开动机器。

《规程》规定：严禁携带烟草和点火物品下井（9条）；必须有防止烟火进入井筒的安全措施（201条）；井下严禁使用灯泡取暖和使用电炉。不得从事电焊、气焊和喷灯焊接等工作（204条）；井口房、扇风机房和抽放瓦斯泵房周围20m范围以内，禁止有明火（148、202条）；矿灯应完好，否则不得发出，应爱护矿灯，严禁拆开、敲打、撞击（442条）；瓦斯检定灯各部件及其使用必须符合《规程》（152、153条）的规定，严格井下火区管理（224~228条）等。

在有瓦斯或煤尘爆炸危险的煤层中，采掘工作面都必须使用煤矿安全炸药和瞬发电雷管。使用毫秒延期电雷管时，最后一段的延期时间不得超过130ms（201条）。打眼、装药、封泥和放炮都必须符合297~316条规定，严禁采用糊炮或明火放炮，严禁用炮崩落卡在溜煤眼中的煤、矸。

井下电气设备的选用，应符合《规程》的要求，井下不得带电检修、搬迁电气设备（包括电缆和电线）（第411条）；井下防爆电气设备的运行、维护和修理工作，必须符合防爆性能的各项技术要求（第455条）。井下供电应做到：无鸡爪子，无羊尾巴，无明接头，有过电流和漏电保护，有螺丝和弹簧垫，有密封圈和挡板，有接地装置；电缆悬挂整齐，设备峒室清洁整齐；防护装置全，绝缘用具全，图纸资料全，坚持使用漏电继电器，坚持使用煤电钻综合保护，坚持使用局扇风电闭锁（第458条）。

高分子化合物材料（橡胶、树脂、塑料类等）制品，一般由于其导电性能差，容易积聚静电，其表面放电产生的电火花达到瓦斯引燃能量时就会引起瓦斯爆炸。为了防止静电引火源，这些材料制品的表面电阻应该低于 $10^6\Omega$ （26、27、33）。

防止机械磨擦火花和磨擦发热引燃瓦斯问题日益显得重要，因为随着机械化程度的提高，机械磨擦、冲击热源引起的燃烧危险增加了。主要预防措施有，在磨擦发热的部件上安装过热保护装置（例如液压联轴节上的易熔合金塞）和温度检测报警断电装置；使用难

引火性合金工具；避免截割坚硬岩石等。在爆炸性危险气体环境中使用铵铜合金制的工具（锤、扳手、铲、镐）比其它材质的工具安全。

为了防止磨擦冲击火花和过热危险，《规程》规定工作面遇有坚硬夹石或硫化铁夹层，采煤机割不动时，应放炮处理，不得用采煤机强行截割（第64条）；链板运输机的液压联轴节，必须按规定注油；易溶合金塞溶化后，必须立即排除故障，进行更换。

### 3. 防止瓦斯爆炸灾害事故扩大的措施

为了防止万一发生爆炸，应使灾害局限在尽可能小的区域，并尽可能减少损失，为此应该：

- 1) 编制周密的预防和处理瓦斯爆炸事故计划。使矿工熟悉这个计划，掌握预防瓦斯的基本知识和有关的规章制度。
- 2) 实行分区通风。各水平、各采区都必须布置单独的回风道，回采工作面和掘进工作面都应采用独立通风。这样一条通风系统的破坏将不致影响其它区域（《规程》第116、117条）。
- 3) 通风系统力求简单。入风流与回风流的布置应保证当发生瓦斯爆炸时不会发生短路。不用的巷道都要及时封闭（《规程》第112、120条）。
- 4) 装有主扇的出风井口，应安装防爆门，防止爆炸波冲毁扇风机，影响救灾与恢复通风（《规程》第123条）。
- 5) 防止煤尘爆炸事故扩大的隔爆措施，同样也适用于防止瓦斯爆炸。
- 6) 设立避灾峒室，配带自救器。

## 第七节 矿井瓦斯抽放

随着矿井开采深度与开采强度增加，矿井瓦斯涌出量将日益增大，仅用增大风量的办法稀释瓦斯，有时不仅在经济上不合算，在技术上也不合理。例如抚顺龙凤矿，根据瓦斯涌出梯度计算，回采—250m水平日产原煤8000t，冲淡瓦斯所需风量77760m<sup>3</sup>/min，需要开拓9条断面为18m<sup>2</sup>的回风道才能满足要求。

抽放瓦斯可以降低采区瓦斯涌出量的60~70%，能有效地解决瓦斯浓度超限，提高了矿井安全性，降低通风费用。许多矿井对抽出的瓦斯进行综合利用。抽放原始煤体瓦斯还可以防止煤和瓦斯突出。所以条件适合的矿井应尽量采取抽放瓦斯措施。

### 一、矿井抽放瓦斯必要性的衡量

衡量一个瓦斯矿井是否有必要抽放，可以根据以下几点：

#### 1. 生产矿井

由于生产矿井的通风能力已经确定，所以矿井瓦斯涌出量超过通风所能稀释瓦斯量时，即应考虑抽放瓦斯。

#### 2. 新建矿井

《规程》146条规定：“一个回采工作面的瓦斯涌出量大于5m<sup>3</sup>/min，或一个掘进工作面瓦斯涌出量大于3m<sup>3</sup>/min，采用通风方法解决瓦斯问题不合理时，应采取抽放瓦斯措施”。对于全矿井一般认为全井绝对瓦斯涌出量大于30m<sup>3</sup>/min，或相对瓦斯涌出量大于15~25m<sup>3</sup>/t应抽放瓦斯。

#### 3. 煤和瓦斯突出矿井

《规程》178条规定：“开采解放层时，应同时抽放被解放层的瓦斯”。无解放层可采的突出煤层也可以考虑用预抽瓦斯的方法防止突出。

## 二、抽放瓦斯方法

抽放方法的分类：

按抽出瓦斯来源分：本煤层抽放；邻近层抽放；采空区抽放。

按被抽放煤层的卸压状况分：原始煤体预抽瓦斯；煤层卸压后抽放瓦斯；其他抽放。

下面按后一种分类法叙述抽放瓦斯方法。

### 1. 煤层卸压后抽放瓦斯

#### 1) 抽放卸压瓦斯的原理

在煤层群中，一个煤层首先采动后，破坏了原岩应力平衡，上下岩体向采空区移动，相邻煤层卸压，显现卸压增流效应，因此，可抽出邻近层卸压瓦斯。瓦斯流动使煤层瓦斯压力逐渐降低，吸附瓦斯不断解吸并向抽放钻孔和采空区流动。流量的大小决定于流向采空区或钻孔的阻力，以及两端压力差，即瓦斯压力与抽放孔负压或瓦斯压力与采空区通风压力之差。因此是否能有效抽放邻近层卸压瓦斯，而不让大量卸压瓦斯涌入开采层采空区的重要因素在于抽放钻孔的合理布置和适当的抽放负压。此外，随着开采层向前推进，工作面前方一定范围内煤层产生卸压作用，在这个卸压范围内也可以进行本煤层卸压抽放。

#### 2) 围岩移动分带及其与抽放瓦斯的关系

煤层群中一个煤层被开采以后，受采动影响，围岩发生不同程度的破坏和变形，其中的上、下邻近煤层产生不同程度的卸压与相应的卸压增流效应，距开采层越近，卸压越充分，增流越显著(即卸压瓦斯流量越大)。根据岩层的破坏程度与位移状态可把围岩划分为几个带，见图2-46。各带抽放瓦斯效果也不一样，见表2-39。

表2-39 煤层开采后围岩分带与瓦斯的抽放效果

带 别		各 带 高 度		抽 放 瓦 斯 的 效 果
顶板方向	弯曲变形带	视岩层力学性质、结构、倾角以及顶板管理方法等因素不同而变化。	一般可达到地表	抽放效果随着层间距加大而减小，抽放瓦斯的浓度高。
	裂隙带		8~30倍采厚	钻孔抽放邻近层卸压瓦斯的量好区带，抽放量大，浓度较高。
	冒落带		0~8倍采厚	抽放瓦斯的浓度低，不适合钻孔抽放但可以对冒落带抽放瓦斯。
底板方向	裂隙带	除上述因素外，煤层瓦斯压力大小也有影响。	一般可达20~35m	钻孔抽放邻近层卸压瓦斯效果最好区带。
	变形带		一般可达50~80m	抽放瓦斯效果随着距开采层间距加大而减小，直到抽不出卸压瓦斯。

由于冒落带与采空区直接相通，抽放钻孔进入冒落带将吸入大量空气，所以此带一般不宜用钻孔抽放瓦斯。在裂隙带中，煤层卸压充分，瓦斯大量解吸，接近冒落带的岩层为大裂隙区，瓦斯在此区因流动阻力小，容易涌入采空区所以此带钻孔抽放率低。往上为小

裂隙区，由于此带瓦斯向采区流动困难，是抽放率最高地带。弯曲变形带距开采层越远，卸压程度越低，此带抽放效果次于小裂隙带。若能增加抽放时间，也能得较好的效果。开采层底板的裂隙带与顶部裂隙带的抽放效果相似，开采层底板的变形带与顶板的弯曲变形带的抽放效果相似。

图2-47是我国各矿不同层间距的邻近层与抽放率之间的关系，表明邻近层处于30~50m层间距范围时抽放率最高。图2-48是各国统计的不同层间距的邻近层与瓦斯涌出率的关系。

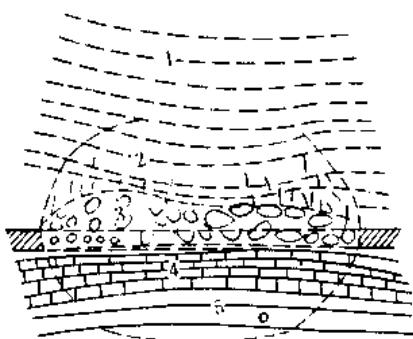


图2-46 岩层移动分带

1—弯曲变形带；2—裂隙带；3—冒落带；  
4—裂隙带；5—变形带

系，即距开采层越近，涌入开采层采空区的瓦斯量越多。各曲线差异较大，是由于涌出率还与层间岩性，开采方法等因素有关，但是总的趋势是一致的。

### 3) 抽放邻近层瓦斯的钻孔布置

#### (1) 钻孔布置原则

①抽放卸压瓦斯的钻孔必须进入卸压范围内。沿煤层倾斜方向的卸压范围可参照本章第五节解放范围而定。沿煤层走向方向，除开采层起采线与采止线以外，在不留沿倾斜煤柱的条件下，沿走向的回采范围均属卸压范围。一般抽放卸压瓦斯的钻孔均超前于回采工作面钻成，等待工作面接近钻孔，邻近层煤体卸压后，就投入抽放。

②为了避免钻孔抽进井巷空气，钻孔的开口端应布置在未受采动影响的完整煤（岩）体内，并且钻孔不能穿过冒落带，否则应在钻孔开口端加套管避免抽出大量空气。实践证明，设在完整岩体内的抽放钻场抽放瓦斯量比设在破碎岩体内的瓦斯抽放量大数倍甚至更多。

③穿层钻孔应穿透各个抽放煤层，并进入

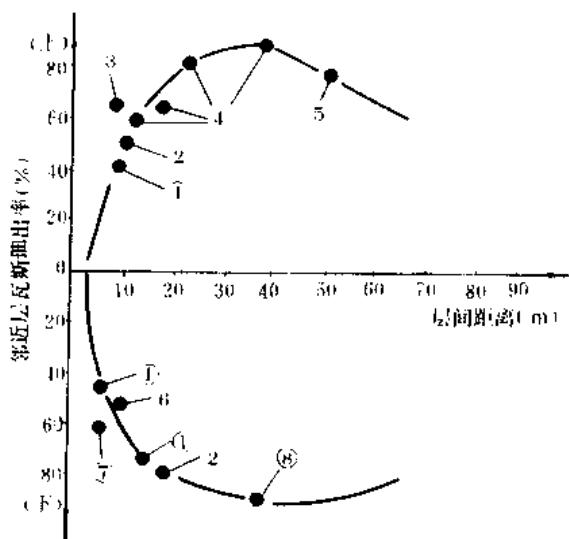


图2-47 瓦斯抽放率与层间距关系曲线图

1—中梁山；2—北票；3—阜新；4—阳泉；  
5—包头；6—南桐；7—鸿西；8—天府

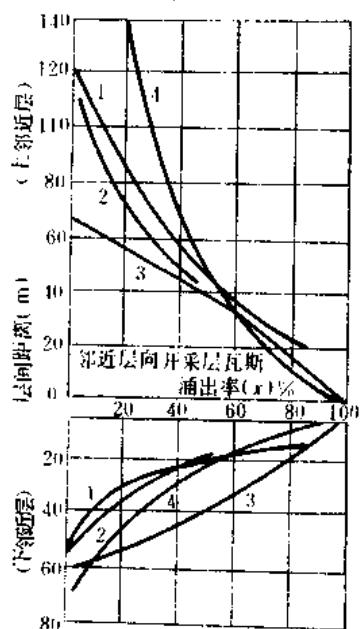


图2-48 不同层间距的邻近层瓦斯涌出率

1—中国；2—荷兰；3—苏联；4—联邦德国

抽放层顶(底)板岩石0.5m以上,这是因为卸压后的瓦斯可以运移到顶板岩石的离层缝隙中。顺层抽放应沿煤层尽量打深孔。

### (2) 邻近层瓦斯抽放钻孔布置形式

邻近层卸压瓦斯抽放钻孔布置形式多种多样,它受着层间位置、煤层倾角、巷道布置等多种因素影响。但是各种布孔形式归纳起来就是从适当的巷道向各邻近层卸压区打钻孔,尽量使钻孔控制卸压瓦斯流入钻孔而不至于大量流入开采层采空区,下面举例说明几种布孔形式:

图2-49是阳泉抽放上邻近层钻孔布置。利用开采层回风道向上邻近层卸压区打钻,沿走向每隔50m左右一个钻场。

图2-50是南桐直属一井抽放下邻近层钻孔布置。利用运输道向下邻近层卸压区打孔。这

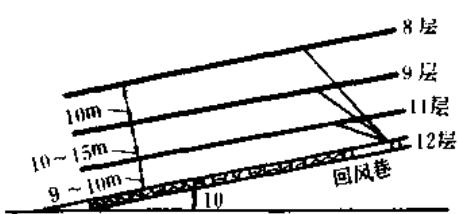


图2-49 阳泉四矿抽放上邻近层,  
在回风巷布孔图

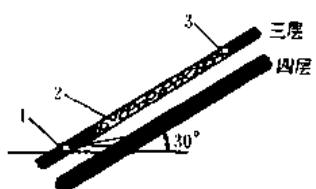


图2-50 南桐直属井抽放下邻  
近层, 在运输巷布孔图

1—运输巷; 2—顺槽; 3—回风巷

两种布孔方式都是利用已有采区巷道向邻近层打孔,节约了巷道掘进费用。由于受到现有巷道位置的限制,上面两种钻孔布置只能抽到邻近层上部或下部卸压瓦斯,其余卸压瓦斯将通过裂隙进入开采层采空区,因此抽放率不高。

图2-51是中梁山抽放下邻近层钻孔布置,为了能全面抽放卸压范围的瓦斯并不使钻孔开口端处于采动影响的范围内,专门在煤层底部坚硬的石灰岩中掘进一条巷道1布置钻场(该巷也可为下水平生产服务)并取得好的抽放效果。邻近层卸压的抽放负压一般为13~20kPa。

对缓倾斜上邻近层,从回风巷打钻比从运输巷打钻的抽放效果一般高30~50%,特别当层间有含水层时,抽放效果差别更大。

### (3) 抽放钻孔间距

为了使卸压瓦斯不流入开采层采空区而流入抽放钻孔,必须使瓦斯流向钻孔的阻力小于流向采空区的阻力,也就是选择钻孔间距的问题。

邻近层卸压瓦斯涌出(抽出)规律如图2-52所示。当工作面推过钻孔,流量开始上升,工作面推过钻孔约一倍层间距左右时,钻孔流量达到峰值以后开始逐渐下降,其原因是钻孔附近的瓦斯逐渐枯竭,新卸压的瓦斯距该钻孔越来越远,阻力增加而转为流向采空

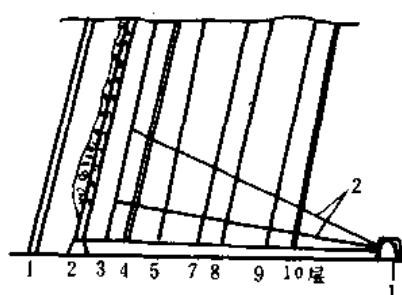


图2-51 中梁山下邻近层抽放钻孔  
布置

1—底板岩巷钻场; 2—钻孔

11

区。因此在钻孔瓦斯开始下降的位置（峰值位置）应有第二个孔负担新卸压范围的瓦斯抽放，由此得出，邻近层卸压瓦斯的合理抽放钻孔间距大约等于抽放层距开采层的层间垂距。当抽放钻孔穿过数个煤层时，此时的钻孔间距应以瓦斯贮量最大的煤层为主。

#### 4) 随采随抽与随掘随抽

随采随抽与随掘随抽是抽放开采层采掘工作面前方和两侧卸压带的卸压瓦斯。这种抽放方法适用于本煤层开采时瓦斯涌出大的矿井，也是解决单一煤层瓦斯涌出量大的有效方法。

##### (1) 随采随抽

在回采工作面前方一定距离有一个集中应力带与工作面同时往前推进，如图2-53，应力集中带与回采工作面之间有一个约10m左右的卸压带，在此区域内可以抽放卸压瓦斯。抽放孔提前布置在煤层内，当卸压带推到之前可以预抽本煤层瓦斯；卸压带移至钻孔时，即可抽出流量较大的卸压瓦斯。钻孔截断了工作面前方瓦斯向采场涌出，因此能有效地降低工作面瓦斯量。由于工作面不断推进，使每一钻孔抽放卸压瓦斯的时间较短，所以抽放率不高。

##### (2) 随掘随抽

掘进所形成的空间使巷道两侧及掘进工作面前方应力重新分布。如图2-54，随掘随抽就是利用巷壁附近的卸压区域抽放瓦斯。为了不影响掘进工作，每隔一定距离在巷道两侧作钻场向工作面前方打超前钻孔。这种抽放方法适用于本煤层掘进工作面瓦斯涌出量大，用通风方法难以解决瓦斯超限的煤层。也可以用于掘进工作面前方有断层及裂隙溶洞瓦斯，利用钻孔探明地质构造及抽放瓦斯。

#### 2. 预抽煤体瓦斯

预抽煤体瓦斯是钻孔打入未卸压的原始煤体进行抽放瓦斯。其抽放效果与原始煤体透气性和瓦斯压力有关。煤层透气性越小，瓦斯压力越低越难抽出瓦斯。对于没有邻近卸压条件的煤层，可以预抽原始煤体瓦斯。根据经验，我们把煤层抽放瓦斯的难易程度分为三类，分类指标见表2-40。

在我国未卸压的原始煤层中，抚顺、包头等少数矿井透气性系数大于 $9.7 \text{ m}^3/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ ，其余多数矿井透气性系数均较小，尤其是突出煤层更小，目前对于低透气性煤层的预抽正在研究之中。

##### 1) 抽放瓦斯原理

当钻孔进入煤体后，其周围形成一个复杂的径向不稳定流动场。瓦斯向钻孔流动的规律与煤层中瓦斯压力、透气性、瓦斯含量、地应力、流动时间以及其它一些条件有关。

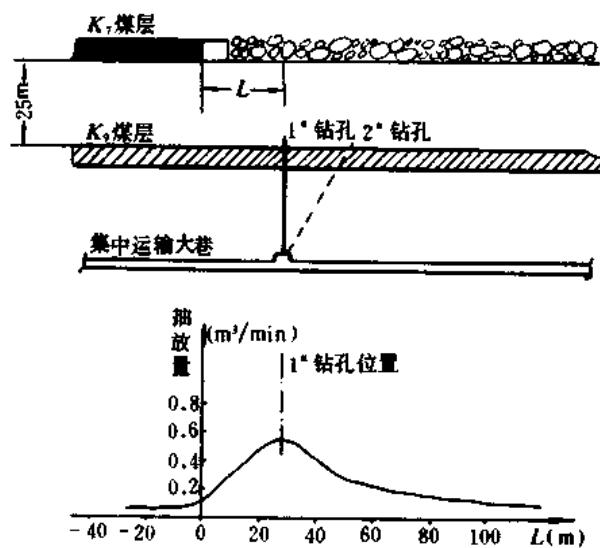


图2-52 邻近层瓦斯涌出规律

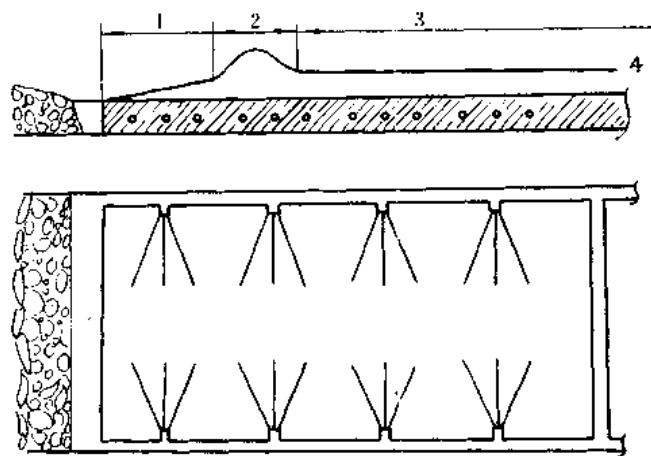


图2-53 随采随抽钻孔布置

1—卸压带；2—应力集中带；3—常压带；4—应力分带线

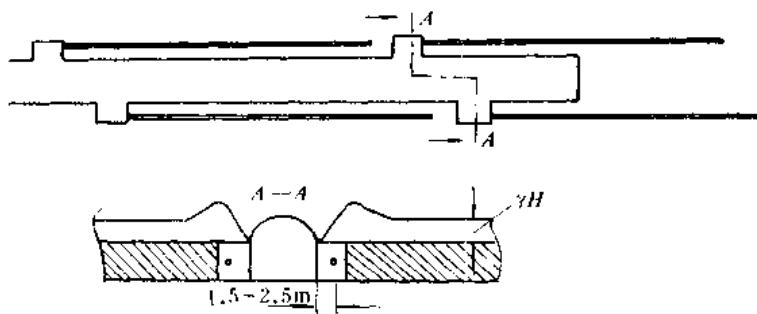


图2-54 随掘随抽钻孔布置

表2-40

预先抽放瓦斯难易程度指标

煤层抽放瓦斯难易程度	百米钻孔初始瓦斯涌出量 $q_{100} (\text{m}^3/\text{min} \cdot 100\text{m})$	煤层透气性系数 ( $\text{m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ )
容易抽放	$>0.1$	$>10$
可以抽放	$0.1 \sim 0.01$	$10 \sim 0.1$
较难抽放	$<0.01$	$<0.1$

对于透气性大的煤层，瓦斯涌出衰减速度慢，有一个较长的涌出量较高的阶段供钻孔抽放。对于低透气性煤层，瓦斯涌出衰减速度快，瓦斯涌出很快进入流量很小的衰减曲线平缓段。根据实测资料表明，煤层有随着抽放时间增长而透气性增大的趋势，（中梁山实测资料，煤层预抽一年透气性系数增大10倍）所以衰减曲线平缓段（图2-55点b以后）是一个长时期比较稳定的低流量涌出阶段。中梁山煤矿预抽4年以后，钻孔瓦斯流量仍保

持在 $7L/min$ 左右。对这样的煤层采用加密钻孔，进行长时期抽放瓦斯，可以达到预期的抽放目的。

## 2) 抽放方法

### (1) 巷道抽放

巷道抽放瓦斯是在煤体中提前布置采区巷道，封闭后进行抽放，这种方法在50年代采用较多。其缺点是由于煤层瓦斯涌出量大，掘进困难，有突出危险的煤层困难更大。其次是巷道维修量大，抽放浓度较低，并容易引起煤层自然发火。

### (2) 井下钻孔抽放

井下钻孔抽放瓦斯可分穿层钻孔抽放和顺层钻孔抽放两种，图2-56是由岩石巷道向各煤层打穿层孔进行预抽。其优点是钻孔横穿煤层层面，瓦斯易于沿层理流入钻孔，孔口位于岩石内，封孔容易。

图2-57是在煤层内打顺层钻孔预抽瓦斯布孔形式之一，另外也可以在掘进煤层平巷之前，在石门内打顺层钻孔进行预抽。顺层钻孔抽放瓦斯的主要优点是钻孔施工速度快，钻孔全长均在煤层中，抽放暴露面积大，若封孔质量好，不漏气，并封孔长度超过巷道周围的破碎带，则能取得较好的抽放效果。

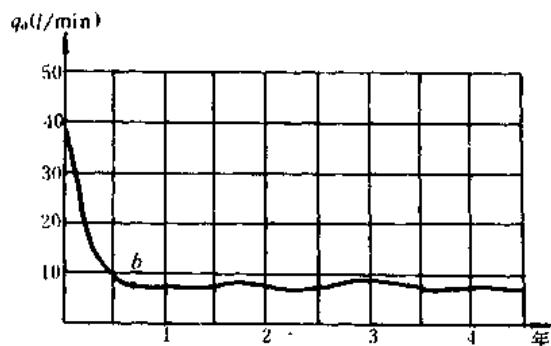


图2-55 低透气性煤层钻孔瓦斯涌出规律

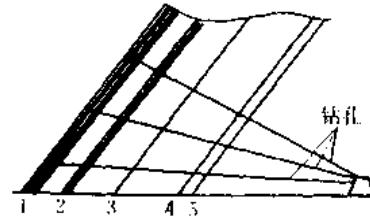


图2-56 穿层钻孔布置

### (3) 地面钻孔抽放瓦斯

地面钻孔抽放瓦斯是从地面向煤层打钻预抽煤层瓦斯（也可抽放卸压层瓦斯及采空区瓦斯）。为了扩大一个钻孔的抽放范围，在国外使用拐弯钻，即是当钻孔进入煤层后拐弯，沿煤层钻进数百米以上。有的矿区在地面打一个直径为 $1.8m$ 井筒，进入煤层后扩大断面，在井底顺着煤层打水平钻孔抽放瓦斯。地面钻孔抽放瓦斯的主要优点是抽放工作可以在矿井建设之前进行，有充分的时间进行抽放。缺点是施工费用往往很高，有时钻孔积水处理较难。在美国一般煤层埋藏深度不大，煤层透气性较高，采用地面抽放方法取得了较好的效果。

### 3) 预抽瓦斯钻孔间距的确定

为了尽量使煤层全面的得到抽放，必须了解每个抽放孔在不同透气性煤层中的抽放直径（有效影响范围），以此作为钻孔间距。抽放直径与煤层透气性及抽放时间有关。对于透气性好的煤层，每个钻孔的作用范围可达数十米以上。透气性差的煤层仅数米。图2-58是中梁山煤矿 $K_1$ 煤层钻孔抽放直径与抽放时间的关系。该煤层透气性系数为 $0.8m^2/M$

Pa<sup>2</sup>·J。由图2-58可以看出，抽放初期，钻孔抽放直径范围扩大很快，约抽放10个月之后开始减慢，它表明，预抽瓦斯钻孔间距太大时，即使进行长时期抽放，煤层也难全面受到抽放作用的影响。

抽放钻孔间距可以用实测方法，测得该煤层抽放时间与钻孔作用直径之间的关系，根据生产所能给的预抽放时间，选择钻孔间距。测定方法是在煤层内距抽放钻孔不同距离打钻孔分别安上瓦斯压力表，压力表稳定后打开抽放孔进行抽放，观测各孔压力下降值与抽放时间的关系，即可得到类似图2-58的曲线。图2-58是以瓦斯压力下降到1000kPa为有效作用直径。这主要是因该煤层瓦斯压力降至1000kPa以下该煤层就可以丧失煤和瓦斯突出危险。抚顺是以瓦斯压力降至200kPa（此时失去抽放价值）以下的范围作为有效作用直径。

预抽煤层瓦斯，沿层平行钻孔的孔间距可按下式计算[34]：

$$R_1 = \frac{K_B \cdot Z \cdot L \cdot m \cdot \frac{q_0}{\alpha} \ln(at + 1)}{H \cdot m_i \cdot r \cdot K \cdot q_{CH_4}} \quad (2-26)$$

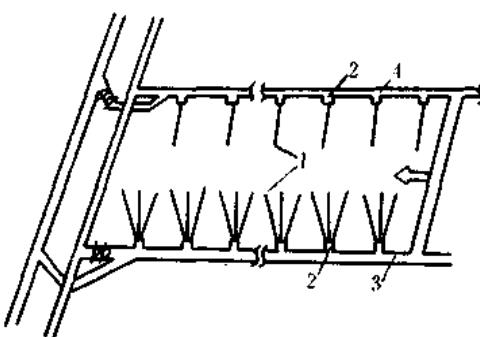


图2-57 顺层预抽钻孔布置

1—钻孔；2—钻场；3—一下顺槽；4—上部回风顺槽

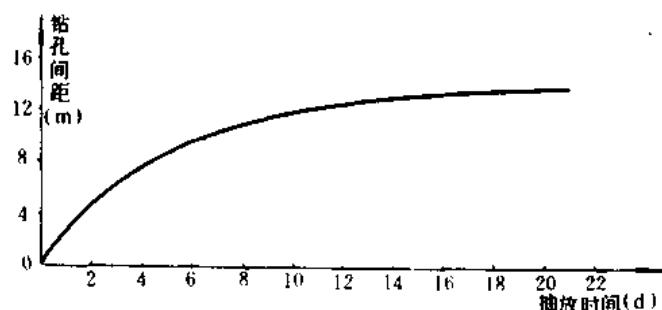


图2-58 钻孔间距与抽放时间的关系

表2-41

抽 放 瓦 斯 负 压 (Pa)	K <sub>B</sub> 值
6665	1.00
13330	1.25
20000	1.5

式中  $R_1$ ——预抽瓦斯钻孔间距，m；

$K_B$ ——抽放负压影响系数，见表2-41；

$Z$ ——各钻孔瓦斯涌出不均匀系数， $Z = 0.75$ ；  
 $L$ ——钻孔有效长度，m；  
 $q_0$ ——钻孔初始比瓦斯涌出量（初始瓦斯涌出量除以钻孔长度 $L$ 和煤层厚 $m$ ）， $\text{m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{d}$ ，由实验测得；  
 $m$ ——被抽放煤层厚度，m；  
 $\alpha$ ——瓦斯涌出衰减系数 $\text{d}^{-1}$ ，由实验室测得，如无实际数据时，当煤层埋藏深度600m以内，瓦斯涌出衰减系数可按下式计算：  

$$\alpha = 0.0047\lambda + 0.0026$$
  
 $\lambda$ ——煤层透气性系数， $\text{m}^2/\text{MPa}^2 \cdot \text{d}$ ；  
 $t$ ——抽放时间，d；  
 $H$ ——钻孔抽放瓦斯阶段（分段）斜长，m；  
 $m_s$ ——煤层分层开采厚度，m；  
 $\rho_r$ ——煤层平均容重， $\text{t}/\text{m}^3$ ；  
 $K$ ——抽放瓦斯有效性系数。

$$K \geq 1 - \frac{Q_y}{Q_{CH_4}}$$

$Q_y$ ——风流中允许的瓦斯涌出量的最大值， $\text{m}^3/\text{min}$ ；  
 $Q_{CH_4}$ ——抽放前回采工作面瓦斯涌出量， $\text{m}^3/\text{min}$ ；  
 $q_{CH_4}$ ——开采工作面相对瓦斯涌出量（实测值或预测值，分层开采时，采用第一分层之值）， $\text{m}^3/\text{t}$ 。

#### 4) 增加预抽瓦斯量的途径

我国多数煤层属低透气性煤层，对低透气性煤层进行预抽瓦斯困难较多。虽然多打钻孔，长时间进行抽放可以达到一定的目的，但是，由于打钻工作量大，长时间提前抽放与采掘工作有矛盾，因此目前对如何提高预抽瓦斯进行了一些工作。

##### (1) 加大钻孔直径

目前各国的抽放钻孔直径都有增大的趋势。我国阳泉矿试验表明，预抽瓦斯钻孔直径由73mm增大至300mm，抽出瓦斯量约增大3倍。日本赤平煤矿钻孔直径由65mm增大至120mm，抽出量增加3.5倍。西德鲁尔区煤田也得到类似效果。

##### (2) 提高抽放负压

提高抽放负压是否能显著增加抽放量还存在着不同的看法，一些矿井提高抽放负压后抽放量明显增加，如日本歌志内和赤平煤矿抽放负压由20kPa提高到47~67kPa，抽出量增加2~3倍。我国鹤壁抽放负压由3.3kPa提高到10.6kPa，抽出瓦斯量增加25%。其它一些矿井也测得类似结果。

##### (3) 增大煤层透气性

对低透气性煤层，提高透气性以增大瓦斯抽出量，目前仍处于探索阶段。

###### ①地面钻孔水力压裂

水力压裂是从地面向煤层打孔，以大于地层静水压力的液体压裂煤层，以增大煤层的透气性，提高抽放率。压裂液的流速、压入量及压力等参数要根据煤层条件进行设计。

[34]。钻孔打好后，放入直径为125mm套管，用水泥固孔。压液时，应由钻孔底部煤层经顶部煤层依次进行。先用水力喷砂器切割欲压处的套管、水泥环及煤层，并在煤层内形成半径为1.3~3m的缝腔，注入压裂液，压裂钻孔间距一般为250~300m。

压裂液有：清水，加表面活剂的水溶液，酸溶液，掺入添加剂。其中酸溶液（用2~4%浓度的盐酸）用于含有碳酸盐成份的煤层，可以较大地增加煤层透气性。水力压裂后，当压力下降到980kPa时，向孔内下石英砂，在被压煤层位置的钻孔内形成10~15m的砂塞，然后再射开顶部煤层，并依同样的工序进行压裂。进行首次压裂时，不必用砂子支撑裂缝，因为排水和抽瓦斯后，煤将发生收缩变形，可以保持裂缝处于张开状态。

水力压裂后，关闭钻孔3~6日再打开钻孔清洗砂塞，排出压裂液开始抽放。在美国匹兹堡等煤层，水力压裂后瓦斯抽放率提高了5~20倍。在苏联卡拉干达等煤田进行水力压裂后，钻孔瓦斯抽出量从0.05m<sup>3</sup>/min增加到0.5~1.0m<sup>3</sup>/min，瓦斯抽放率可达87%。

根据苏联经验，当煤层瓦斯压力大于470~7000kPa（在有高孔隙围岩时，瓦斯压力大于980kPa），瓦斯含量高于10m<sup>3</sup>/t，进行水力压裂是适宜的。

## ② 水力破裂

水力破裂是在井下巷道向煤层打钻，下套管固孔，注入高压水，破裂煤体，提高瓦斯抽放率。它与水力压裂的区别在于影响范围小，工作液内不加其它添加剂。一般破裂半径可达40~50m，因此应根据破裂半径在煤层内均匀布孔使煤层全面受到破裂影响。当煤层破裂后（有时可见附近巷道或钻孔涌出压裂水），排出破裂液，在破裂区另打抽放钻孔与破裂孔联合抽放瓦斯，抽放率可达50~60%，抽放孔间距不应大于40m。若只用水力破裂孔抽放瓦斯，抽放率仅为10~20%[34]。破裂煤体后，预抽瓦斯的时间可以缩短到四个之内。

## ③ 水力割缝

水力割缝是在钻孔进入煤层后，在孔内用高压水射流沿煤层层面割出一道缝隙，使其上下煤体松动卸压，增大透气性。我国鹤壁煤矿在抚顺煤研所协助下，1970年开始试验，取得了初步成果。割缝水压7850~11760kPa，水流量15m<sup>3</sup>/h，割缝高约0.2m，抽放瓦斯量可增大1.7~1.8倍，使原来较难抽放的煤层变为可抽放的煤层。

## ④ 其它增加煤层透气性的方法

日本用压缩空气将相距5~10m的钻孔间煤体沟通。西德用沸点低的挥发液作压裂液，在煤内变为气体与瓦斯一同抽出，此外还有松动爆炸等不同程度地达到提高抽放量的目的。

## 3. 其它抽放

其它抽放主要是指采空区抽放，其次是围岩、断层裂隙、溶洞瓦斯的抽放。煤层采过以后，邻近层未受到抽放的卸压瓦斯和采空区周围煤柱内的残存瓦斯沿采动裂隙涌入采空区，尤其是近距离煤层群抽放效果较差的情况下，某些采空区瓦斯涌出量可占矿井瓦斯涌出量的30~40%左右。在某些矿井对生产造成很大影响，必须抽放。

### 1) 抽放采空区瓦斯的方法

#### (1) 集瓦斯道抽放采空区瓦斯

提前在开采层冒落带上部的大裂隙区掘进一条平巷，密闭后插入抽放管，待开采层推过即可抽出集聚在该巷的采空区瓦斯。

### (2) 密闭采空区抽放

当一个采区间采完后，将全区进行密闭插管抽放，这种方法抽放浓度低，容易引起采区浮煤自然发火，所以一般控制抽放负压在 $1.3\sim2.7\text{kPa}$ 。

### (3) 钻孔抽放采空区瓦斯

抽放采空区瓦斯的钻孔可以利用原有适当的旧钻孔，或从地面向采空区打钻，也可以从井下已有巷道或专门为采空区冒落带的上方打钻，终孔位置应高于冒落拱顶。每隔 $20\text{m}$ 左右打一钻孔。钻孔高度若大于7倍开采层厚度，抽出瓦斯浓度可达60%左右[34]。钻孔布置低，则抽出瓦斯浓度低。井下钻孔抽放采空区瓦斯的负压一般为 $6.67\sim9.3\text{kPa}$ 。地面钻孔抽放采空区瓦斯负压一般为 $20\sim27\text{kPa}$ 。

#### 2) 抽放围岩及裂隙溶洞瓦斯的方法

围岩及裂隙溶洞瓦斯是以自由状态聚集在孔隙或孔洞之中，所以抽放这部份瓦斯比较容易。对于溶洞、裂隙瓦斯主要是探明位置，在掘进中探放瓦斯的钻孔布置与图2-18相同。当钻孔探到溶洞瓦斯（主要是石灰岩溶洞），就利用探放孔接上瓦斯管抽放。对围岩瓦斯（主要是粗砂岩等）可采用一般的方法打孔抽放。

### 三、抽放设备

抽放瓦斯所用设备，主要有瓦斯泵、管道、流量计以及安全装置等。

#### 1. 瓦斯泵

抽放瓦斯采用水环式真空泵或高压离心式鼓风机。前者负压高，流量小，适用于抽出量不大，要求抽放负压高的矿井。后者排气量大，负压低，适用于大管径，高流量的抽放。由于水环式真空泵安全性好，一般矿井都要求较高的抽放负压，所以使用较广泛。图2-59、图2-60、图2-61是各型抽放泵性能特性曲线。

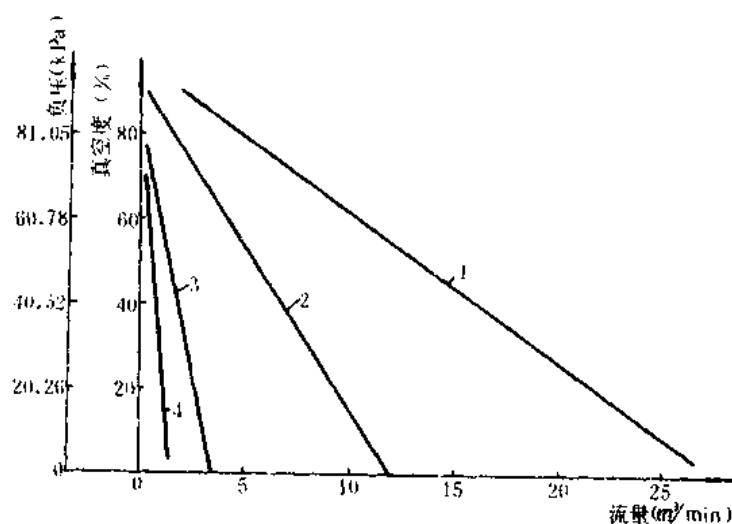


图2-59 SZ系列水环式真空泵性能曲线

1—SZ-4型最大真空度93%；2—SZ-3型最大真空度92%；

3—SZ-2型最大真空度87%；4—SZ-1型最大真空度84%

## 2. 抽放管路及阻力

抽放管连接各个抽放钻孔，汇集瓦斯输送至抽放泵，组成抽放系统。一般分成主管、干管、支管。瓦斯管的布置由矿井巷道布置而定，应尽量将抽放管设于回风道，避免损坏时影响矿井安全。水平段要求平直以防积水堵塞。

### 1) 选择瓦斯管直径

经验证明，管内瓦斯流速在 $5\sim 15\text{m/s}$ 范围内比较经济合理，瓦斯管直径可采用下式计算：

$$D = 0.145 \left( \frac{Q}{V} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (2-27)$$

式中  $D$  —— 瓦斯管内径， $\text{m}$ ；

$Q$  —— 瓦斯（混合气）流量， $\text{m}^3/\text{min}$ ；

$V$  —— 瓦斯在管中的平均流速，取 $V=5\sim 15\text{m/s}$ 。

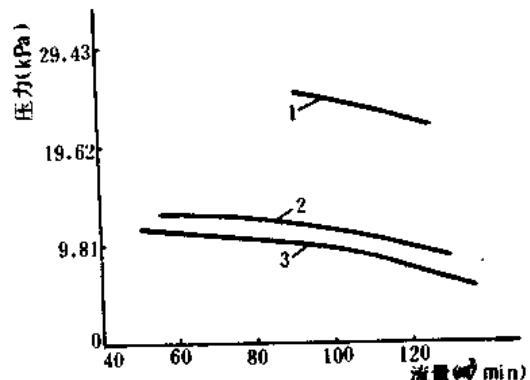


图2-60 单侧吸入离心式鼓风机性能曲线  
1—D100-32型风机曲线；2—D80-12型；3—D80-11型风机曲线；（转数2950rpm；进口温度20℃；进口压力101.3kPa，相对湿度50%）

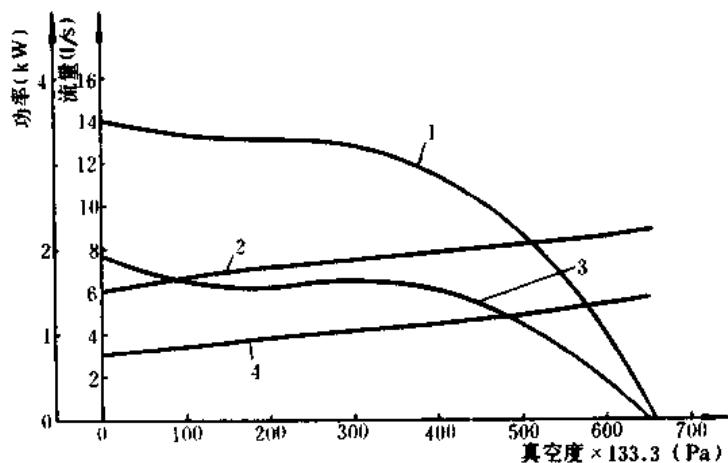


图2-61 SZB-4、SZB-8型悬臂式水环真空泵性能曲线

1—SZB-8型流量曲线；2—SZB-9型功率曲线；

3—SZB-4型流量曲线；4—SZB-4型功率曲线

### 2) 瓦斯管路阻力计算

实践证明，对于抽放矿井瓦斯采用低压管路阻力方程计算式比较简单，接近实际。

低压管道阻力方程

$$H_f = 9.81 \frac{Q^2 \cdot A \cdot L}{K \cdot D^5} \quad (2-28)$$

表2-42 不同管径的系数值

通称管径(cm)	1.5	2.0	2.5	3.2	4.0	5.0
K 值	0.46	0.47	0.48	0.49	0.50	0.52
通称管径(mm)	70	80	100	125	150	150以上
K 值	0.55	0.57	0.62	0.67	0.70	0.71

式中  $H_f$  ——瓦斯管内摩擦阻力损失, Pa;  
 $L$  ——瓦斯管长度, m;  
 $\Delta$  ——混合瓦斯比重  $\Delta = 0.554C + (1 - C)$ ;  
 $C$  ——管内瓦斯浓度, %;  
 $Q$  ——管内混合气体流量,  $m^3/h$ ;  
 $D$  ——瓦斯管内径, cm;  
 $K$  ——系数, 见表2-42。

管道局部阻力损失, 一般按管路摩擦损失的10~20%计算。

瓦斯泵的压力除克服管路摩擦阻力与局部阻力损失外, 还应有剩余部份, 以作为钻场孔口抽放负压, 所以抽放泵负压为,

$$H = 1.1 \sim 1.2 \Sigma H_f + H_D \quad (2-29)$$

式中  $H$  ——瓦斯泵总负压, Pa;

$\Sigma H_f$  ——最大阻力支路各段摩擦阻力之和, Pa;

$H_D$  ——要求孔口抽放负压, Pa。

根据矿井总抽放量  $Q$  及计算出总负压  $H$  选择瓦斯泵。

### 3. 瓦斯管路上其它装置

#### 1) 放水器

由于地层向钻孔渗水及管内冷凝水集聚, 一般抽放管路都有积水, 这些水会堵塞管路流动断面, 影响抽放效果, 因此在各个钻场内和管路上开始上坡处都应安设放水器。放水器有人工及自动放水器两类。

#### (1) 人工放水器

如图2-62在正常抽放时打开闸门1, 关闭闸门2、3, 使管内积水流入水箱。放水时, 关闭闸门1切断抽放负压, 打开闸门2放入空气使水箱内外气压平衡, 再打开闸门3放水。这种放水器简单, 但是需专人操作, 管理不方便。

#### (2) 自动放水

低负压自动放水器如图2-63, 又称U型放水器, 当  $h$  水柱静压与抽放管内绝对静压之和大于巷道大气压力, 则管内积水可以自动放出。因此设计  $h$  的长度为:

$$h \geq (P_0 - P_c)/9.81 \quad (2-30)$$

式中  $h$  ——放水管有效长度, mm;

$P_0$  ——巷道大气压, Pa;

$P_c$  ——管内绝对静压, Pa。

高负压自动放水器见图2-64, 当瓦斯管内负压较高时, 若用U型自动放水器, 放水管

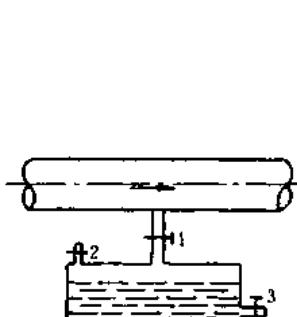


图2-62 人工放水器

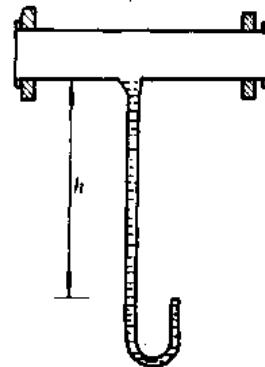


图2-63 低负压自动放水器

必须很长才能自动出水。由于巷道空间限制了  $h$  的长度，所以高负压抽放时可用图2-64高负压放水器，其原理是集水器5水位增高将浮筒6上浮封闭入水口2截断管内负压对集水器的作用，同时直接与一个钻孔相联的进气口3，不断进入瓦斯，使集水器内气压上升，当内外气压平衡时，积水自动由放水口13流出[13]。

## 2) 流量计

为了全面掌握与管理井下瓦斯抽放情况，需要在总管，支管，各个钻场内安设流量计。目前井下一般采用孔板流量计。如图2-65所示。孔板两端静压差  $\Delta h$ （可用水柱计测出）与流过孔板的气体流量有如下关系式[17]：

$$Q = 9.7 \times 10^{-4} \times K \sqrt{\frac{h \cdot P}{0.716C + 1.293(1 - C)}} \quad (2-31)$$

式中  $Q$ ——温度为  $20^{\circ}\text{C}$ ，压力为  $101.3\text{kPa}$  时的混合气体流量， $\text{m}^3/\text{min}$ ；

$h$ ——孔板两端静压差， $\text{Pa}$ ；

$P$ ——孔板出口端绝对静压， $\text{Pa}$ ；

$C$ ——瓦斯浓度，%；

$K$ ——孔板流量系数；

$$K = K_t \cdot C_s \cdot S_K \sqrt{2g \cdot 60}, \text{m}^2 \cdot \text{s}/\text{min},$$

$C_s$ ——流速收缩系数  $C_s = 0.65$ ；

$K_t$ ——孔板系数（加工精度好  $K_t \approx 1$ ）；

$S_K$ ——孔板孔口面积， $\text{m}^2$ ；

$g$ ——重力加速度， $\text{m/s}^2$ 。

加工孔板流量计，孔口面积的大小应由流量大小而定，若孔口大，流量小，则  $h$  值很小，难以量出，若流量大，孔口阻力损失太大。

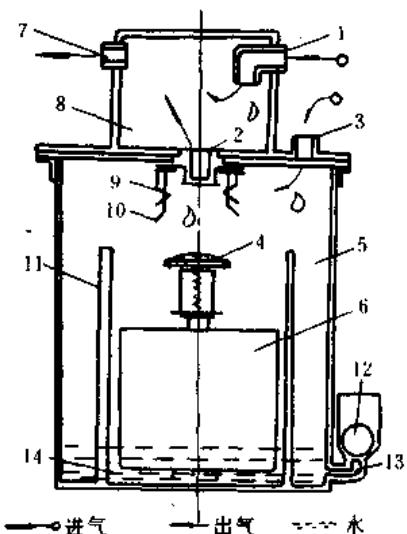


图2-64 瓦斯钻场浮漂式自动放水器示意图

1—进气口；2—入水口；3—进气口；4—塔头；5—集水器；6—浮漂；7—出气口；8—气水分离器；9—弹簧卡；10—上导向杆；11—下导向杆；12—逆止球；13—放水口；14—配置

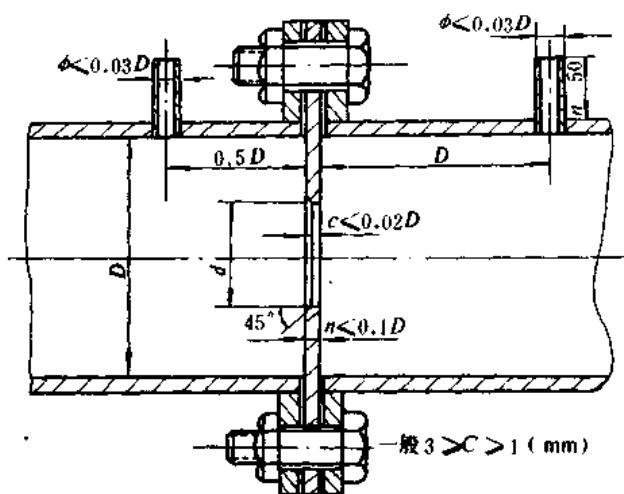


图2-65 瓦斯孔板流量计安装构造图

### 3) 安全装置

《规程》第149条规定：利用瓦斯时，沼气浓度不得低于30%，在利用瓦斯系统中必须有安全装置。瓦斯管理上的安全装置有以下几种：

#### (1) 防回火装置

如图2-66防回火装置是在管路上装入4~6层 $13 \times 13/cm^2$ 的铜丝网。为了减少铜丝网阻力损失，将铜网处管路断面扩大。利用铜网的散热作用达到隔绝火焰的目地。这种防回火装置的缺点是铜网孔容易被阻塞，必须经常拆开清洗。

#### (2) 水封式防爆，防回火装置

如图2-67，其作用原理是在正常抽放时，瓦斯通过水封后被抽出。一旦发生爆炸或燃烧，水隔断火焰，爆炸波由强度很低的防爆盖6冲出，使抽放系统得到保护。

#### (3) 放空管、避雷器

瓦斯泵进口出口两端应设立放空管。当瓦斯泵因故停抽时，井下自然涌出的瓦斯由出口端放空管排出。当用户端瓦斯过剩或输送发生故障，抽出的瓦斯由出口端放空管排出。为了安全，放空管高度应高出瓦斯泵房3m以上，并远离其他建筑物。为了避免雷击引燃放空瓦斯，放空管顶部应设避雷针。

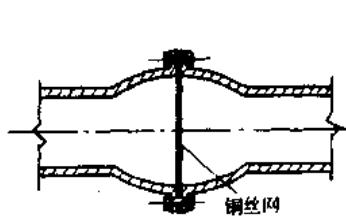


图2-66 防回火网

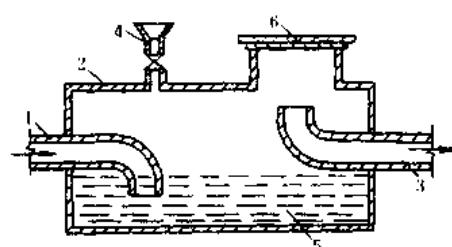


图2-67 水封防爆箱

1—进气管；2—箱体；3—排气管；4—注水管；  
5—水；6—安全盖

## 第八节 矿井瓦斯检测及监测

检测瓦斯浓度是预防瓦斯事故的前提，也是研究瓦斯涌出规律和评价预防瓦斯措施效果的基本依据，因此瓦斯检测及监测工作很重要。

煤矿检测瓦斯的方法分为三大类：1. 实验室分析。即从井下采取气样，在地面实验室使用气体分析仪、气相色谱仪进行定量分析。这种分析方法的精度高，但是操作复杂，时间较长，一般用于精密度要求高的场合；2. 便携式仪器分析。使用便携式测定仪器在井下现场就地即刻检测。这种方法精度虽然稍差，但是一般都能满足生产要求，操作简易，当时就可知道结果。一般用于生产检测及精度要求不太高的场合；3. 瓦斯监测。使用自动化的遥测或监测系统，远距离、定点、长期、连续自动检测瓦斯浓度，并且自动记录，超限报警与控制断电、供风等。测定精度稍差，它可以得到系统的瓦斯浓度动态资料，用于遥测、监测、自动控制场合，是瓦斯检测发展的技术方向。下面仅介绍2、3类。

### 一、我国煤矿现在使用的便携式瓦斯检测仪表。

#### 1. 光学瓦斯检定器

光学瓦斯检定器，可以测定甲烷和二氧化碳以及某些其它气体的浓度。仪器携带方便、操作简单、安全可靠并且有足够的精度。其测量范围有0~10%（精度为0.01%）和0~100%（精度为0.1%）两种。

1) 检定器的构造 图2-68a为抚顺安全仪器厂生产的AQG-1型瓦斯检定器的外形图，其内部构造如图2-68b所示。

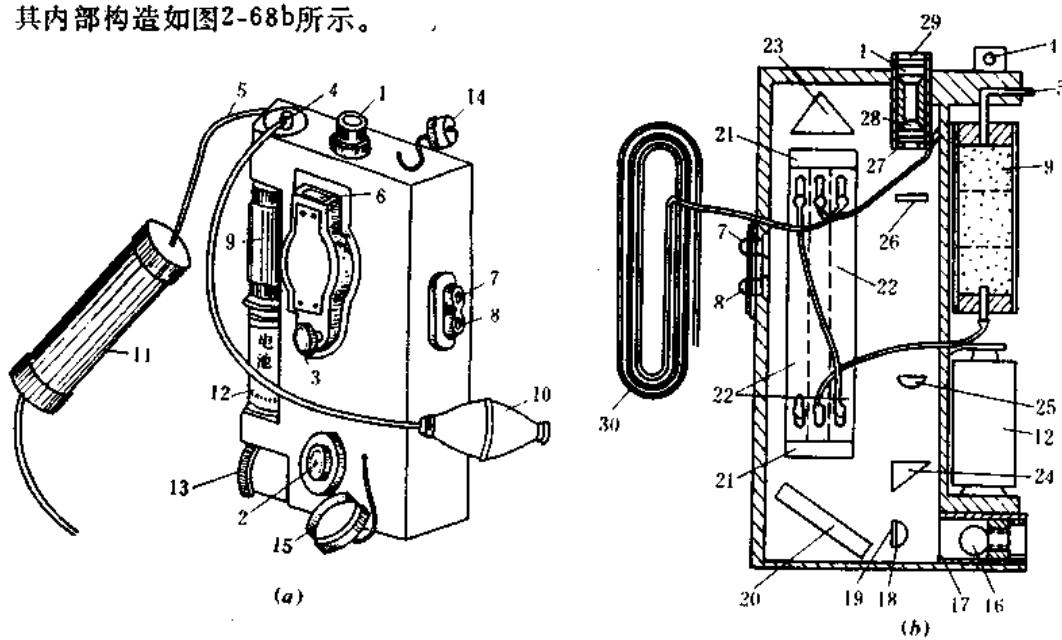


图2-68 AQG-1型瓦斯检定器

1—目镜；2—主调螺旋；3—微调螺旋；4—吸气孔；5—进气孔；6—微读数观测窗；  
7—微读数电门；8—光源电门；9—水分吸收管；10—吸气橡皮球；11—二氧化碳吸收管；  
12—干电池；13—光源盖；14—目镜盖；15—主调螺旋盖；16—灯泡；17—光栅；18—聚光镜；  
19—光屏；20—平行平面镜；21—平面玻璃；22—气室；23—反射棱镜；24—折射棱镜；25—物镜；26—调焦玻璃；27—分划板；28—场镜；29—目镜保护玻璃；30—毛细管

2) 原理 检定器根据光干涉原理制成。它的光学系统如图2-69所示。灯泡1发出的一束白光，经光栅2和透镜3(起聚光作用)射到平行平面镜4。平行平面镜使光束分成两路：一路自平面镜的a点反射，经右空气室、大三棱镜和左空气室回到平行平面镜，再经镜底反射到镜面的a点，另一路光在a点折射进入平行平面镜镜底，经镜底反射。镜面到折射，往返通过瓦斯室也到达平面镜，于b点反射后与第一束光一同进入三棱镜，再经90°反射进入望远镜，这两束光由于光程（光程为光线通过的路程及其介质的折射率的乘积）不同，在望远镜7的焦平面上就产生了白色光特有的干涉条纹（通常称为“光谱”）。条纹中有两条黑纹和若干条彩纹。条纹经过测微玻璃8，分划板9，场镜10到达目镜11。光通过气体介质的折射率与气体的密度有关。如果以空气室和瓦斯室都充入同样密度新鲜空气时产生的干涉条纹为基准，那么，当瓦斯室充入含有瓦斯的空气时，由于气体密度的不同，引起折射率的变化，光程也就随之发生变化，于是干涉条纹产生位移，位移量的大小与瓦斯浓度的高低呈线性关系。所以根据干涉条纹的移动距离就可以测知瓦斯的浓度。同理，如果瓦斯室内的气体压力与温度发生变化，气体折射率也要发生变化，干涉条纹同样产生位移，所以在仪器的空气室上附加了一盘毛细管（图2-68中的30），以消除这一影响。

### 3) 使用方法

#### (1) 测定准备(见图2-68)

① 药品性能检查 检查水分吸收管9中氯化钙(或硅胶)以及外接二氧化碳吸收管11中的钠石灰(苏打石灰)是否(失效)需要更换。药品颗粒应为2~5mm，过大不能充分吸收通过气体中的水蒸汽或二氧化碳；过小易于阻塞，甚至能将粉末吸入气室内。这些颗粒不合格都要影响测定的结果。

② 气路系统检查 首先检查吸气球10是否漏气，方法是用手捏扁吸气球的球，另一手捏住吸气球的胶管，然后放松吸气球，若气球不胀起，则表明不漏气；其次检查仪器是否漏气，即将吸气球胶皮管同检定器吸气孔4连接，堵住进气孔5，捏扁吸气球，松手后球不胀起为好；最后检查气路是否畅通，即放开进气孔捏放吸气球，以气球瘪起自如为好。

③ 光路系统检查 装好电池12后，按光源电钮8，由目镜观察，并旋转目镜筒，调整到分划板刻度清晰时，再看干涉条纹是否清晰，如不清晰，可调动光源灯泡。

#### (2) 测定方法

① 对零 首先在和待测地点温度相近的进风巷中，捏放吸气球数次清洗瓦斯室。温度相近，就可以防止温度差过大引起测量时出现零点漂移(俗称“跑正”，“跑负”)的现象。然后，用微调螺旋3，将微读数盘的零位刻度和指标线重合，再调主调螺旋2，使干涉条纹中选定的黑基线与分划板上的零位相重，盖好螺旋盖15，防止基线因碰撞而移动。

② 检查 在检查地点捏放橡皮球5~10次(如测点过高，可在进气孔上接一胶皮管，用木棒等将胶皮管送至待测地点)，将待测气体吸入瓦斯室。按下光源电门8，由目镜1中

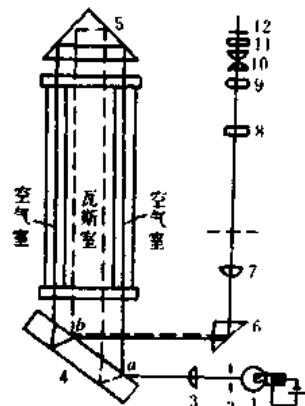


图2-69 瓦斯检定器的光学系统

1—光源；2—光栅；3—透镜；4—平行平面镜；5—大三棱镜；6—三棱镜；7—物镜；8—测微玻璃；9—分划板；10—场镜；11—目镜；  
12—目镜保护玻璃

读出黑基线位移后靠近的某整数数值，再转动微调螺旋3，使其退到和该整数刻度相重合，从微读数盘上读出小数位。例如整数值为2，微读数为0.46，则测定的瓦斯浓度为2.46%。如果测定地点的空气中，除瓦斯外，还有二氧化碳，则在测定瓦斯时，必须在进气口接上二氧化碳吸收管，将二氧化碳吸收掉。

AQG-1型光学瓦斯检定器是根据甲烷折射率，并在温度20°C和标准大气压力条件下标定刻度值的，用它测量其他气体或温度、气压变化较大时，都要作相应的校正。

测定二氧化碳时，因为它的折射率与甲烷折射率相差不大（表2-43），一般测定时可以不作校正。测点如果没有甲烷和其他气体存在，去掉二氧化碳吸收管时的测定结果，就可以作为二氧化碳的浓度，假如测点同时存在着瓦斯和二氧化碳，应先测出瓦斯浓度，然后取下二氧化碳吸收管，测出瓦斯和二氧化碳的混合浓度，后者减去前者，即为二氧化碳浓度。精确测定时，需将二氧化碳读数值乘以校正系数K。校正系数K可按下式求出：

$$K = \frac{n_{\text{CH}_4} - n}{n - n_k} \quad (2-32)$$

式中的 $n_{\text{CH}_4}$ 、 $n_k$ 和n分别为甲烷、空气和测定气体的折射率。煤矿井下常见气体在20°C 101.3kPa时的折射率见表2-43。

表2-43 气体折射率

气体名称	新鲜空气	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> S
折射率	1.000272	1.000418	1.000411	1.000129	1.000576
气体名称		SO <sub>2</sub>	CO	O <sub>2</sub>	
折射率		1.000671	1.000311	1.000253	

对于测定地点温度和大气压的校正系数K'，可由下式求出：

$$K' = 345.8 \frac{T}{P} \quad (2-33)$$

式中T与P分别为测定地点的绝对温度和大气压力。例如：测定地点的温度为300K，大气压为86645Pa，仪器读数为2.0%。由式(2-33)求得校正系数K'为1.2，真实的瓦斯浓度则为2.4%。

#### 4) 注意事项

(1) 测定前应对仪器进行校正[7]。国产光学瓦斯检定器的简便校正方法之一，是将光谱的第一条黑纹对在“0”上，如果第五条纹正在7(%)的数值上，表明条纹宽窄适当，可以使用。否则应调整光学系统。

(2) 测定时干涉条纹不清，往往由于空气湿度过大，水分吸收管不能将水分全部吸收，在光学玻璃上结成雾粒；或有灰尘附着在光学玻璃上；或光学系统有毛病。如果调动光源灯泡后，不能达到目的，就要将仪器拆开进行擦试，或调整光学系统。

(3) 如果二氧化碳吸收管中的钠石灰失效或颗粒过大，进入瓦斯室的气体中将含有二氧化碳，会造成瓦斯测定结果偏高。

如果空气室内的室气不新鲜，或瓦斯室的气路不畅通，或与对零地点的温度或气压相差过大，都可能引起零点漂移。

(4) 如果空气中含有较高的一氧化碳(如火灾气体)或硫化氢，将使瓦斯浓度的测定结果偏大。为消除这一影响，可再加一个辅助吸收管(消除硫化氢，管内可装颗粒状活性炭；消除一氧化碳可装40%的氧化铜和60%的二氧化锰的混合剂)。

(5) 在严重缺氧地点(如密闭区或火区内)，空气成分变化较大，用光学瓦斯检定器测定时，仪器读数将比实际浓度偏大很多。据辽宁煤炭研究所试验，空气中氧浓度降低1%，瓦斯浓度测定结果约偏大0.2%。在这种情况下，最好采取气样，用化学分析的方法测定瓦斯浓度。

(6) 高原矿区(如西藏)空气密度小，气压低，使用时应对仪器进行相应的调整，或用式(2-33)的校正系数进行测定结果的校正。

## 2. 瓦斯检定灯

1815年发明瓦斯检定灯，直到本世纪四十年代它一直是煤矿主要使用的瓦斯检测装置，它还可以显示出空气中CO<sub>2</sub>浓度和氧浓度降低的情况。

1) 构造 如图2-70所示

2) 原理 当空气中的瓦斯浓度低于爆炸下限，进入检定灯内的瓦斯就在灯焰上燃烧，形成淡兰色的第二火焰(一般称为焰冠)。瓦斯浓度越大(但不能大于爆炸下限)，淡兰色的火焰越高，因此，根据火焰高度能判断瓦斯浓度的大小。表2-44为一般情况下不同瓦斯浓度时的焰冠高度。

瓦斯检定灯的火焰是在双层金属网内燃烧的，即使网内发生瓦斯爆炸，由于金属网的良好散热作用，以及链式反应的活化中心与密集的网丝碰撞而失去能量，就不会引起网外瓦斯的爆炸，所以它是安全的。但如网罩破损、烧红、网罩将失去隔爆炸用，故使用时要特别小心谨慎。

## 3) 使用方法

(1) 检查瓦斯时，必须先用正常火焰(焰长约25mm，相当于玻璃罩高度的一半)进行。如若出现火焰发暗、伸长、摆动等现象，表明瓦斯浓度超过4%，必须立即停止检查，迅速退出检查地点。如果正常火焰无变化或变化很小，则将灯芯慢慢拧低到黄色火焰消失(火焰亮度约高2毫米)，再进行测定。检查时要持稳灯座，慢慢将灯由巷道底部举向顶板，根据淡兰色火焰的高度确定瓦斯的浓度(见表2-44)。

(2) 用瓦斯检定灯检查二氧化碳时，必须用正常火焰，将灯由上向下移动，因为二氧化碳比重大，底部浓度较高。一般情况下，二氧化碳浓度为1%时，火焰开始发暗；

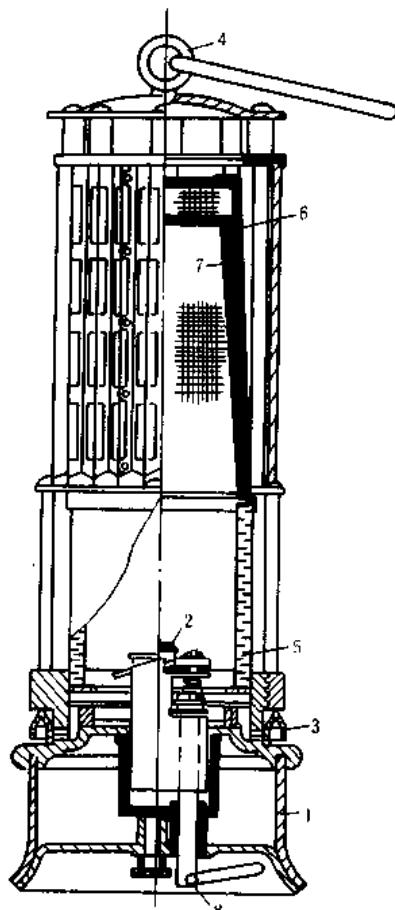


图2-70 瓦斯检定灯

1—油壶；2—灯芯；3—闭锁圈；4—挂钩；  
5—玻璃罩；6—外网罩；7—内网罩；8—打火器

3~4%时，火焰逐渐缩小而熄灭。当空气中的氧浓度降低到19%时，灯焰减为原来的三分之一；17%时，灯即熄灭，应立即从检查地点撤出人员，以避免窒息事故的发生。

表2-44 不同瓦斯浓度时的焰冠高度

焰冠高度 (mm)	5	9	11	16	25	33	62
瓦斯浓度 (%)	1.0	1.5	2.0	2.5	3.0	3.5	4.0

瓦斯检定灯构造简单，价格低廉，使用方便，还可以粗测CO<sub>2</sub>和O<sub>2</sub>，但测量范围小，精度比较低，若不严格遵守使用规则，则有引起瓦斯事故的危险。

### 3. 热效式瓦斯检定器

电测瓦斯仪表有两类：一类是热效式，另一类是热导式。

热效式瓦斯检定器的工作原理如图2-71所示。电桥电路由R<sub>1</sub>、R<sub>2</sub>、R<sub>3</sub>、R<sub>4</sub>等电阻元件组成。其中R<sub>1</sub>是工作元件，R<sub>2</sub>是补偿元件，R<sub>3</sub>和R<sub>4</sub>是电阻相同的普通电阻。当电桥供电后，无瓦斯时，电桥静态平衡，即 $\frac{R_1}{R_2} = \frac{R_3}{R_4}$ ，对角电路中无电压输出，V<sub>t</sub>=0；当有瓦斯时，电阻R<sub>1</sub>增大，电桥平衡破坏， $\frac{R_1}{R_2} > \frac{R_3}{R_4}$ ，对角电路有电压输出，V<sub>t</sub>>0。由此可知，只有沼气浓度≤4%时，电桥输出电压V<sub>t</sub>随瓦斯浓度的增加呈正比增大（见图2-72），因此可以测定0~4%范围内的瓦斯浓度。

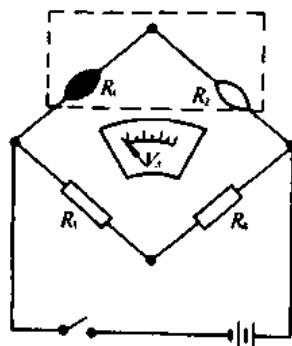


图2-71 热效式瓦斯检定器检测电桥电路原理示意图

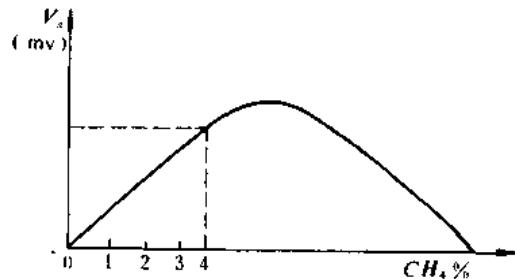


图2-72 电桥输出电压V<sub>t</sub>与瓦斯浓度的关系

R<sub>1</sub>与R<sub>2</sub>都是由特性相同的铂丝绕成螺卷形，其外表都涂上一层白色的Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>多孔体粉末，称为载体。但是在工作元件R<sub>1</sub>上再涂上一层催化剂（钯）变成黑色，R<sub>1</sub>称为黑元件，而R<sub>2</sub>称为白元件。装在检测气室中的黑元件，在通电遇有低浓度瓦斯时，在其表面的瓦斯呈无焰燃烧，产生的燃烧热使黑元件的温度升高，其电阻增大。当电桥电流为350mA时，瓦斯浓度为4%时，电桥电压输出约达120mV。由于黑元件上钯的催化剂作用，甲烷起燃温度仅为420℃左右。白元件因无催化剂，所以甲烷不能在其表面燃烧，它仅起补偿作用。

与载体催化燃烧元件相似，法国等国家使用铂丝催化燃烧元件，由于后者不加载体及另外的催化剂，所以工作温度较高（700°C以上）。

采用催化燃烧热效原理元件的检定仪器，测定低浓度瓦斯时，精度较高，输出信号较大（1% CH<sub>4</sub>时，电桥输出可达15mV以上），不受其它可燃气体和灰尘存在的影响，信号处理和显示较简便、直观、易于超限报警、遥测和自动化。最近不少国家在元件的结构和工艺上又作了改进，克服了电耗大，遇H<sub>2</sub>S和硅蒸汽中毒及稳定性较差的缺点，使之应用越来越广泛，现在成为各主要产煤国最主要的便携、警报、遥测和监测仪器。我国重庆煤研所生产的AZ-81型便携式瓦斯指示报警仪就是根据热效原理制造的，其测量范围为0~5%CH<sub>4</sub>，测量误差0.1%以下（在0~2%CH<sub>4</sub>时），报警范围在0.5~3%CH<sub>4</sub>任意选定，报警误差小于0.15%CH<sub>4</sub>，报警方式断续声光讯号，安全火花兼隔爆型。使用该仪器前应对仪器电源进行充电。使用时首先打开电源开关，电源指示管应亮，然后打开电源电压测量开关，检查电源电压是否处于工作区（白色区），关闭电压测量开关以后，仪器即进入工作状态，将被检气体进气窗旋到工作位置，气体经10秒钟自然扩散到传感器内以后，仪器表头的读数就是仪器所在地点瓦斯的浓度。

我国生产的瓦斯遥测、警报、断电、监测仪的传感器，都是载体催化燃烧型的。

#### 4. 热导式瓦斯检定器

热导式瓦斯检定器的电路结构也是惠斯登电桥，如图2-73所示。但是其工作元件与测定原理却与热效式瓦斯检定器不同。它是利用瓦斯的导热系数与空气不同来测量瓦斯的浓度的。矿井某些气体的导热系数如表2-45所示。

因为直接测定气体的导热系数很复杂，所以设法把测定导热系数之差异转化为电阻的变化。为此把检测的气体送入瓦斯室，使用热敏电阻、铂丝或钨丝等热敏元件用恒定电流加热到某一温度（大大低于甲烷最低点燃温度），如果被测气体的导热系数较高，则热敏元件的热量散发容易，其温度较低，电阻值也就减少，由于被测气体导热系数变化而引起的热敏元件的电阻值的变化，用惠斯登电桥测得。热导式工作元件R<sub>1</sub>与R<sub>2</sub>置于室内。而比较元件R<sub>3</sub>与R<sub>4</sub>放在纯洁空气中。因为工作温度低于瓦斯

的最小点燃温度，所以瓦斯不会发生燃烧。在这种条件下，工作元件的温度变化仅与各气室内的导热条件有关，即决定于各气室内混合气体的导热率。由于甲烷的导热系数比空气高，所以热敏元件温度下降产生的电阻差与甲烷的浓度成正比。当瓦斯室充入洁净空气时，电桥处于平衡状态： $\frac{R_1}{R_2} = \frac{R_4}{R_3}$ ，对角电路无电压输出（V<sub>s</sub>=0）；当瓦斯室含有

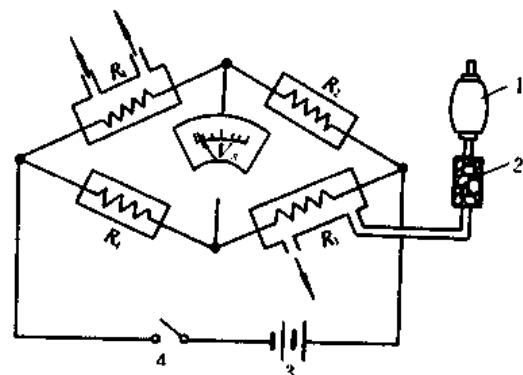


图2-73 热导式瓦斯检定器检测电桥电路与气路原理示意图

1—吸气球；2—吸收管（吸收CO<sub>2</sub>、HO<sub>2</sub>）；3—电源；4—开关；5—毫伏表；R<sub>1</sub>、R<sub>2</sub>—瓦斯室；R<sub>3</sub>、R<sub>4</sub>—空气室

瓦斯时,  $R_1$ 与 $R_3$ 的温度下降。其电阻减少, 电桥失去平衡,  $\frac{R_1}{R_2} < \frac{R_4}{R_3}$ , 这时对角电路的电压输出 $V$ , 正比于瓦斯室内瓦斯的浓度。

表2-45 某些气体的导热系数  $\lambda \times 10^2 \text{ W/m}\cdot\text{K}$  [3]

导热系数 $\lambda \times 10^2$	气体名称				
温度 K	空 气	$\text{CO}_2$	$\text{CH}_4$	$\text{N}_2$	$\text{O}_2$
300	2.62	1.66	3.42	2.59	2.66
400	3.38	2.43	4.93	3.27	3.30
500	4.07	3.25	6.68	3.89	4.12
600	4.69	4.07	8.52	4.46	4.73
700	5.24	4.81	10.46	4.98	5.28

热导式瓦斯检定器的精度不如热效式和光干涉式, 但是它可以测定各种浓度(0~100%)的瓦斯。常州红旗仪表厂产的LRD-1型热导便携式瓦斯检定器。采用钨丝元件, 当测量范围为0~5% $\text{CH}_4$ , 误差±0.2%; 0~100%, 误差±3%, 重量0.6kg。

### 5. 气敏式瓦斯报警器

气敏电阻是一种半导体电阻元件, 当温度不变时, 其电阻值随气体的成分及其浓度而变化, 变化范围在 $10^3 \sim 10^5 \Omega$ 之间。

气敏电阻随瓦斯浓度而变化的特性, 可以用来作为头灯式瓦斯警报器的传感元件。辽源电子所与长春应用化学研究所研制的WS-1型瓦斯报警矿灯就是这种报警器。

图2-74中BG1、BG2组成射极耦合触发器(称为施密特电路)它有两个稳定状态: BG1截止、BG2导通或BG1导通、BG2截止。当把气敏电阻接入BG1基极回路中时, 瓦斯接触气敏电阻后, 其电阻减小, 使BG1基极电流增加。当瓦斯浓度达到警报浓度时, 射极耦合触发器翻转——由BG2导通(BG1截止)状态变为BG1导通(BG2截止)状态,

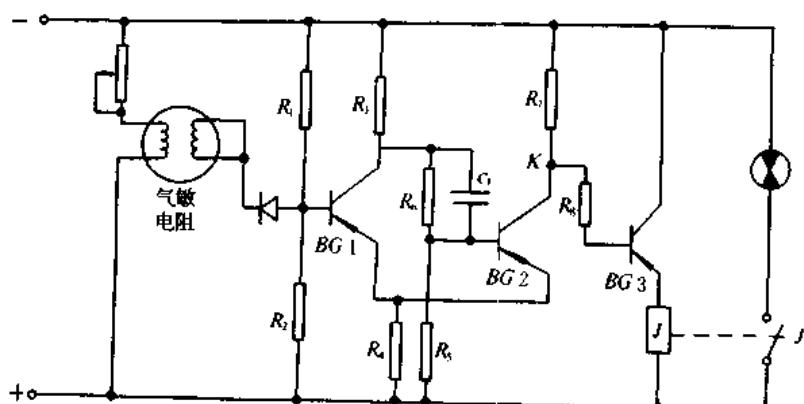


图2-74 气敏式瓦斯警报器电路示意图

K点电位变低导致BG3导通，而使继电器J吸合，接通指示灯发出闪光警报；当气敏电阻的瓦斯浓度下降时，气敏电阻阻值增加，使触发器恢复到原来BG1截止状态，继电器J释放，报警解除，BG2导通。

## 二、瓦斯自动监测监控系统

本世纪60年代以来，由于电子技术的发展，国内外相继研制成功煤矿用瓦斯遥测仪，多参数（瓦斯浓度、风速……等）环境监测仪，近年来由于微型电子计算机的普及，井下环境监测又进入电子计算机化新阶段，进一步提高了多参数监测网的综合化和自动化的程度。

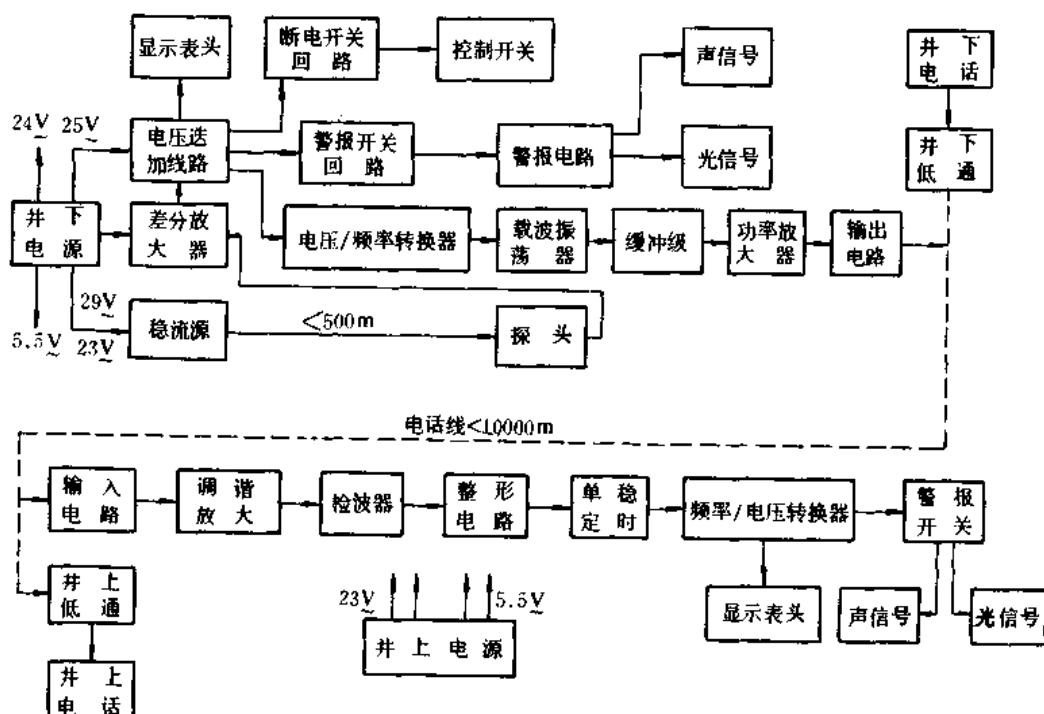


图2-75 AYJ-1型瓦斯遥测警报仪工作原理方框图

度。

重庆煤矿安全仪器厂产的AYJ-1型瓦斯遥测警报仪是国内应用较广的产品。它可以长期、连续对井下五个测点的瓦斯浓度进行集中遥测和监视。当测点的瓦斯浓度超过规定值时，仪器分别在井下和井上发出声和光的警报信号。如果需要也可以切断工作面和本机的电源。地面接收机还配自动记录仪，它可以自动记录测点长时期瓦斯浓度的变化规律。仪器的井下部分（主机、探头、声光箱和井下低通滤波器）为矿用隔爆型，壳体为铸铝合金经机械加工制成；井上接收机为分单元插入式结构。其工作原理见图2-75方框图。

当瓦斯进入探头，在载体催化元件（黑元件）表面进行无焰燃烧时，由电桥对角电路输出直流电压信号。该信号经电缆输给主机，由其差分放大器放大后在主机表头上指示出相应的瓦斯浓度。同时，被放大了的直流电压信号送至主机内发生器，由电压／频率转换器变成一个个低频脉冲信号，瓦斯浓度越高，低频脉冲的个数也就越多。例如输入电压为3V时，电压／频率转换器输出24HZ的方波信号；输入电压为4V时，输出32HZ；输入电压

为5V时，输出40HZ；输入电压为6V时，输出48HZ；输入电压为7V时，输出56HZ的方波信号。这些方波脉冲信号调制在载波上，经过功率放大器放大后，由输出电路经井下到地面的电话线传输到地面的接收机。

接收机收到调制波信号后，再把低频脉冲信号检出，由频率／电压转换器还原成直流电压信号，在显示表头上指示出对应的瓦斯浓度。当瓦斯浓度达到报警点时，报警开关电路动作，接通声光电路，并下、井上同时发出声、光报警。同理，当瓦斯浓度达到断电点时，断电开关电路动作，切断工作面电源或本机电源。井下五台主机的信号，由各自的发送机，按不同的载波频率经过同一条电话线传送到地面，接收机上的五个接收单元分别将其对应的载波频率接收，从而实现了五路传输。

#### AYJ-1型瓦斯遥测警报仪的主要技术指标：

- 1) 测量范围及误差：(0~1)%CH<sub>4</sub>±0.1%CH<sub>4</sub>；  
(1~2)%CH<sub>4</sub>±0.2%CH<sub>4</sub>；  
(2~4)%CH<sub>4</sub>±0.3%CH<sub>4</sub>。
- 2) 接收机跟踪指示误差：(0~2)%CH<sub>4</sub>±0.1%CH<sub>4</sub>；  
(2~4)%CH<sub>4</sub>±0.15%CH<sub>4</sub>。
- 3) 报警范围和误差：(0.5~4)%CH<sub>4</sub>内任意可调。  
当环境温度变化不大于±10°C时，其误差不大于±0.1%CH<sub>4</sub>。
- 4) 报警方式：主机：声——防空警报声，扬声器最大输出功率不小于5W；光——红色信号灯，额定功率5W。接收机：声——蜂鸣声，扬声器输出功率不小于50mW；光——红色信号灯，额定功率0.63W。
- 5) 警报解除方式：自动——当瓦斯浓度低于警报点0.1%CH<sub>4</sub>时，主机和接收机自动解除警报。手动——接收机声响可人工解除。
- 6) 断电范围和误差：(0.5~4)%CH<sub>4</sub>内任意可调，当环境温度变化不大于±10°C时，其断电误差小于±0.15%CH<sub>4</sub>。
- 7) 断电后重新送电的瓦斯浓度：当瓦斯浓度低于断电点0.15%CH<sub>4</sub>时，可以重新送电，触点负荷直流28V×5A，交流115V×5A均为无感负载。
- 8) 探头反应时间：在静止气体中反应时间不大于60s；在3m/s风流中反应时间不大于30s。
- 9) 检测距离：探头至主机距离在500m以内；声光箱至主机距离在500m以内；主机距接收机(遥测)距离为10km以内(当线路衰减为4dB/km时)。
- 10) 发送机输出功率：不小于500mw(在100Ω纯电阻负载上)。载波频率17、20.5、25、30、36kHz五种。载波频率飘移不大于±0.5%，载波波形失真度小于1.5%。
- 11) 接收机灵敏度，不低于50mV。接收机选择性不小于30dB(输入信号偏离标频±5%时)。
- 12) 仪器电源：主机为127或380或36V，接收机为220V。允许电压波动范围-20%~+15%标压。
- 13) 仪器消耗功率：主机不大于50V·A；接收机不大于30V·A。
- 14) 仪器使用环境温度与湿度：主机0~35°C，相对湿度98%以内；接收机0~

40°C，相对湿度85%以内。

AYJ—1型的供电电源为井上、井下分别供电。当井下测点或探测的参数很多(例如100~200甚至1000个传感器以上)时,井下供电就很复杂,特别是瓦斯超限断电时,井下供电也中断,探头与主机不能再工作。因此国外许多国家(法、波等)采用不受井下供电设备影响的、独立的地面集中供电系统,通过电缆把电送给井下主机与探头,该电缆还担负信号传输任务。

法国CTT63/40U型多参数监测系统就是集中供电系统,它可以测定瓦斯浓度、风速、温度、压力和CO浓度等参数。容量可带40个传感器。电源为220V±30%50Hz交流电,300V·A。每个测点的检测周期4min。最大传输距离为10km。地面终端用两台长图记录仪(各记20个点)显示记录,也可以配Z—80微处理机进行即时读数,显示模拟图形,打印数据等。其地面主机与井下每个探头用各自专用的电话线进行信号传输与供电。每个探头的这对专用电缆具有下列功能:

1)由主机向探头中的镍镉电池进行充电:在每个探头内装两个1.25V、500mA·h的镍镉电池。当进行检测CH<sub>4</sub>浓度时,由镍镉电池向探头元件供电。每个探头检测周期为4分钟,在这个周期内,每个探头只用5秒钟进行检测并向地面主机发送信号,其它时间用来为电池充电。由于充电时间长而测定时间短,所以充电电流大为减少,仅为270mA。这样就保证了安全火花型的要求。探头检测时的电流为800mA。

2)探头向主机发送检测信号:当测头接到地面主机的测量指令时,就自动切断电池的充电电路,而转为向检测元件供电。同时将电话线接至探头内的电压/频率转换器的输出端,主机也接到接收端上。遥测信号通过这对电话线送到地面主机。

测点的瓦斯浓度,经铂丝检测元件转换成与瓦斯浓度成正比的电压信号(每1%CH<sub>4</sub>可输出20mV的电压信号),这个信号经过放大送至电压/频率转换电路,变成与瓦斯浓度0~5%相对应的6~12kHz的正弦波信号,直接送至地面,信号强度约为170mW。

3)地面主机向探头发出测量和报警断电指令:这两个指令都是由地面主机向井下探头发出的。当要对某点进行测量时,主机将该测点的一对电话线反向,则自动停止充电而转为测量状态。主机收到检测信号并判断瓦斯浓度超限时,即向井下发出5ms宽的脉冲,经探头再送至断电仪。切断相应的电器开关,并发出声光报警信号。

在每一检测周期内,为巡回实现对各测点的供电或检测,由微电脑控制巡回监测装置。巡回监测装置主要包括采样控制器、采样驱动器和模拟开关部分:

1)采样:被监测的参数(如瓦斯浓度、风速……等)都是随时间连续变化的物理参数,通常称为模拟量。通过各种检测元件和变送器将这些物理量(非电量)转换成电信号,即转换成模拟电压或电流。

然而数字计算机只能识别0、1两种状态组成的离散的数字信号,因此,必须将连续的模拟电信号转变为离散的数字信号后才能由计算机进行运算与处理。这一转换工作一般分两步完成。首先采样开关将变送器输出的模拟信号(见图2-76A)变为离散的脉冲序列(见图2-76B)点波形,然后由模/数(即A/D)转换器将其转变成离散的数字信号(见图2-76C)。使用采样开关对模拟信号采样,可将模拟信号转变为离散时间信号。这样,输入量的幅值范围被分为有限的数目的区间。落在某区间内的全部输入量对应的输出量(数字信号)都等于单一的数值,这个单一的数值与模拟输入信号的数值近似。

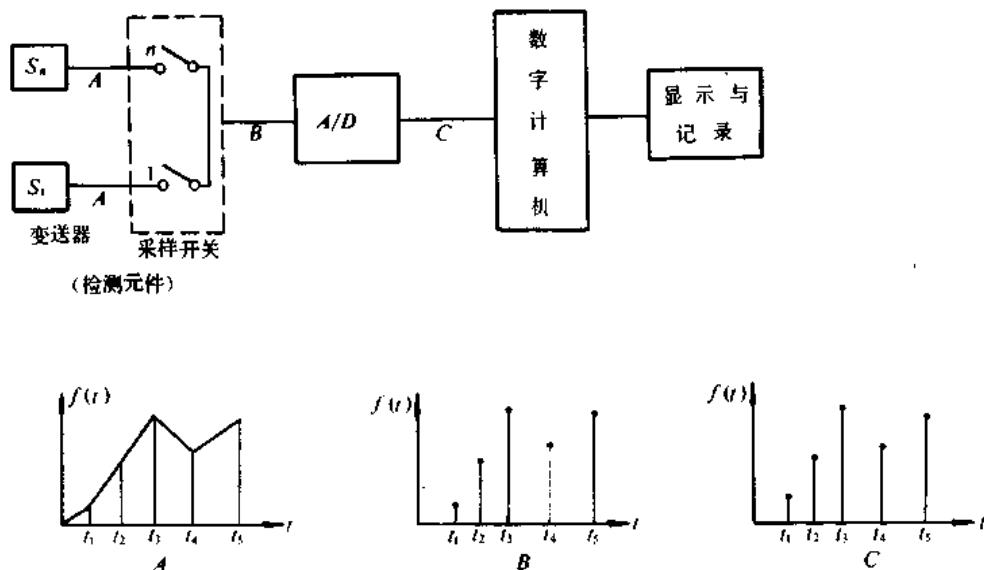


图2-76

2) 巡回检测装置一般有两种工作状态：随机采样状态与顺序采样状态。在随机采样状态下采样控制器构成一个地址寄存器。由计算机将采样地址送到采样控制器的输入端，打入脉冲将地址打入后，由采样驱动器译码和驱动，选中相应测点探头的模拟开关，则该测点的模拟输出电信号通过此开关送入A/D变换器，变换后的数字信号送入计算机进行处理，之后显示和打印检测结果。如遇到超限情况，可以发出报警和执行断电信号等。在顺序采样状态下，采样控制器构成一个计算器。时钟脉冲不断输入，采样控制器的地址不断地自动加1，从而顺序地选中相应的模拟开关。各测点的模拟电信号顺序地通过各自的模拟开关送入A/D变换器，变换后的各数字信号依次送入计算机处理，如此完成巡回检测任务。如遇有瓦斯浓度超限时，发出声光报警信号。

随着自动控制技术的发展，在巡回检测基础上增加数据处理、监督控制等功能，就成为安全监督、监测控制系统。它具有自动检测和自动控制双重功能，是现今信息时代广为流行的技术系统。法国的CGA型环境监测系统(具有1024个传感器)和英国MINOS监测系统就是多功能的监测系统。它们可以监测巷道内的瓦斯浓度、风速、一氧化碳浓度，抽放瓦斯管中的瓦斯浓度等参数可实现超限报警、断电。CGA型监控中心使用对话式程序设计：微型电子计算机提出问题，使用者进行回答，这样，程序设计变得非常简单。

## 第三章 矿尘危害及其预防

### 第一节 概 述

矿尘是矿井在建设和生产过程中所产生的各种岩矿微粒的总称，又称粉尘。悬浮于空气中的矿尘称浮尘；沉落下来的称为落尘。

煤矿的矿尘主要是岩尘和煤尘。其危害性极大，能污染工作场所，危害人体健康，甚至引起尘肺病和皮肤病；能加速机械的磨损，缩短精密仪表的使用时间，降低工作场所的可见度，使工伤事故增多；煤尘在一定条件下还可以发生爆炸，酿成严重的灾害。因此，做好防尘工作，是保证煤矿安全生产的一个重要方面。

在生产过程中，如钻眼、爆破、截割、装载、落顶、以及运输和提升都能产生矿尘。

影响矿尘产生的因素有：

自然因素：地质构造情况，当开采煤层节理发育或采掘工作面进入断层和褶皱发育的地带时，其产尘量一般较大。在生产工艺相近的条件下，急倾斜比缓倾斜煤层、厚煤层比薄煤层产尘量大。煤岩层的物理性质，如结构酥松、脆性大且干燥，在开采过程中产尘量就大。

生产技术因素：在相同自然条件下采煤方法不同产尘量不同，如倒台阶采煤法比其它采煤法的产尘量大，全部陷落采煤法比充填采煤法的产尘量大。采掘机械化程度越高产尘量越大，而采掘机械的截齿形状、排列方法、截割和牵引速度等都直接影响着粉尘的产生。风速的大小也关系到空气中的含尘量，风速过大将尘粒吹扬起来，而增大浮尘量。

矿尘的产生量按地点分，以采掘工作面最高；其次是运输系统中的各转载点。

为了保障井下工作人员的身体健康，确保矿井安全生产，在防尘工作中必须贯彻以预防为主的方针，认真做好综合防尘和煤层注水工作，并且要及时检测矿尘，做好防止煤尘爆炸的工作，以预防其危害。

### 第二节 矿尘的性质及其危害

#### 一、矿尘的性质

了解矿尘的性质是做好防尘工作的基础，矿尘的性质取决于构成的成分和存在的状态，原生煤岩经过破碎成为粉尘之后其性质有很大的变化，危害性也往往增加。关于矿尘的性质简述如下：

##### 1. 矿尘中游离二氧化硅( $\text{SiO}_2$ )的含量

矿尘中游离二氧化硅的含量是危害人体的决定因素，含量越高，危害越大。

二氧化硅是多种岩石和矿物的组成成分，它有两种存在状态：一种是结合状态的二氧化硅，如硅酸盐矿物，系由二氧化钾(K)、铝(AL)、镁(Mg)等元素结合而成的化合物，对人体危害较轻。另一种是游离状态二氧化硅，页岩、砂岩、砾岩和石灰岩等都含有游离状态的二氧化硅10~80%不等，通常多在20~50%，煤中也含有1~5%。它是引起矿工硅肺病的主要因素。

## 2. 矿尘的粒度、分散度和浓度

1) 矿尘的粒度：是指矿尘颗粒大小的尺度。因矿尘的形状不规则，一般用尘粒的平均直径或投影走向长度表示其粒度或称粒径。矿尘的粒径单位用 $\mu\text{m}$ 计量

$$(1\mu\text{m} = \frac{1}{1000} \text{ mm})$$

矿尘粒度依可见性分为三类：

- (1) 可见尘粒：粒径大于 $10\mu\text{m}$ ，在明亮的环境里肉眼可以看到；
- (2) 显微颗粒：粒径为 $0.25\sim 1.0\mu\text{m}$ ，用普通显微镜可以观察到；
- (3) 亚显微颗粒：粒径小于 $0.25\mu\text{m}$ ，用超倍显微镜才能观察到。

煤岩粉碎成微细的尘粒，其总表面积有极大地增加，因而化学活性、溶解性和吸附能力都有显著地增加；其动力特性是更易悬浮于空气中，又难于把它从空气中捕捉分离出来，易被人们吸入体内，所以，一般说来尘粒越小，对人的危害越大。

2) 矿尘的分散度：是指矿尘整体组成中各种粒级的尘粒所占的百分比。

分散度有两种表示方法：

- (1) 重量百分比：用各粒级尘粒的重量占总重量的百分数表示，叫做重量分散度；
- (2) 数量百分比：用各粒级尘粒的颗粒数占总颗粒数的百分数表示，叫做数量分散度。

我国对矿尘的分散度，划分为四个计测范围：小于 $2\mu\text{m}$ ； $2\sim 5\mu\text{m}$ ； $5\sim 10\mu\text{m}$ ；大于 $10\mu\text{m}$ 。矿尘组成中，小于 $5\mu\text{m}$ 的尘粒所占百分数越大，对人体的危害越大。

3) 矿尘浓度：单位体积矿井空气中所含浮尘的数量叫做矿尘浓度，其表示方法有两种：

- (1) 重量法：在 $1\text{ m}^3$ 空气中所含浮尘的毫克数， $\text{mg}/\text{m}^3$ ；
- (2) 计数法：在 $1\text{ cm}^3$ 空气中所含浮尘的颗数， $\text{颗}/\text{cm}^3$ 。

我国规定采用重量法表示矿尘浓度，计数法只作为参考。

空气中粉尘浓度越高，对人体的危害越大。

目前煤矿普遍推行湿式作业的防尘措施，矿尘浓度大幅度下降。但 $5\mu\text{m}$ 以下的尘粒分散度较高，对人们的危害仍然相当严重。根据重庆地区四个煤矿采掘工作面空气中尘粒分散度的实测数据（见表3-1）， $5\mu\text{m}$ 以下的尘粒占90%左右，不仅危害性很大而且这部分矿尘更难捕获和沉降。因此应是通风防尘工作的重点。

## 3. 矿尘的湿润性

湿润现象是分子力作用的一种表现，如果液体（水）分子间的引力小于液体与固体分子间的引力，则固体就能被液体所湿润。反之，固体不易湿润。根据湿润性，可将粉尘分为亲水性粉尘与疏水性粉尘。湿式除尘就是利用粉尘的湿润性从空气中分离粉尘的。

微细的矿尘表面吸附空气形成气膜而难于湿润，多采取提高尘粒与水滴的相对速度，降低水的表面张力等方法以提高湿润效果。尘粒与器壁或物体表面的粘附现象称为附着性。湿润性强的粉尘，附着性亦强。

## 4. 矿尘的荷电性

悬浮于空气中的尘粒通常带有电荷，它是由破碎时的磨擦、粒间撞击或放射性照射。

表3-1 重庆地区四个煤矿采掘工作面空气中实测尘粒分散度表

单 位	地 点	分 散 度 ( $\mu\text{m}$ ) %				
		<2( $\mu\text{m}$ )	2~4( $\mu\text{m}$ )	5~6( $\mu\text{m}$ )	7~10( $\mu\text{m}$ )	>10( $\mu\text{m}$ )
南 桐	掘 进	42	32	16	6	2
	采 煤	44	40	13	4	1
天 府	掘 进	35	52	9	3	1
	采 煤	40	33	16	10	1
中梁山	掘 进	33	34	19	10	4
	采 煤	39	35	15	9	2
松 潭	掘 进	36	49	11	3	1
	采 煤	43	32	15	8	2

电晕放电等原因形成。矿尘的荷电量取决于尘粒的大小和比重，并与温度和湿度有关。温度升高时荷电量增高；湿度增加时，荷电量降低，经测定浮游在空气中的尘粒有90~95%带正电或负电，有5~10%尘粒不带电。采掘工作面刚刚产生的新鲜尘粒较回风道中的尘粒易带电。当尘粒带有相同电荷时，则相互排斥不易凝聚，悬浮于空气中的尘粒稳定性增高，不易沉降。尘粒带有相异电荷时，则相互吸引，可促进凝聚，加速沉降。由于矿尘具有荷电性，带电的尘粒也较容易沉积在支气管和肺泡中，增加了对人体的危害性。

### 5. 煤尘的燃烧和爆炸性

煤尘在空气中达到一定浓度时，在外界明火的引燃下，能发生燃烧和爆炸，属于爆炸性矿尘。煤尘爆炸时产生高温、高压、生成大量的有毒有害气体，在灾区空气中一氧化碳的浓度可达百分之几以上，严重地威胁人员的生命安全。关于煤尘爆炸性将在第4节中论述。

### 二、尘肺病

尘肺病是长期大量吸入微细粉尘而引起的一种慢性职业病，在煤矿里是目前危害最大的一种职业病，一旦患病很难治愈。且因发病缓慢病程较长，不同于煤尘、瓦斯爆炸事故一次伤害严重，常不易被人们所重视。实际上尘肺病引起的致残和死亡人数，在国内外都十分惊人。据我国某矿务局统计，尘肺病的死亡人数为工工伤事故死亡人数的6倍。联邦德国煤矿死于尘肺病的人数比工工伤事故死亡人数大10倍(60)。

#### 1. 尘肺病的分类及其病理

煤矿尘肺病因吸入矿生成份不同，可分为三类：

- 1) 由于吸入含游离二氧化硅含量较高的岩尘而引起的尘肺病，称为矽肺病。
- 2) 由于同时吸入煤尘和含游离二氧化硅的岩尘所引起的尘肺病为煤矽肺病。
- 3) 长期在煤层中从事采掘工作、由于大量吸入煤尘而引起的尘肺病多属煤肺病。

因为井下工种变动较大，长期从事单一工种的很少，所以煤矿尘肺病以煤矽肺病比重

最大，约占80%。单纯的硅肺病或煤肺病较少。这从鹤岗、石咀山矿务局的病例统计得到验证，见表3-2。

表3-2 各种尘肺比重统计表

单 位	病 例 数	不 同 尘 肺 所 占 的 比 重 (%)		
		硅 肺	煤 肺	煤 硅 肺
鹤 岗	105	11.4	1.0	87.6
石 咀 山	50	14	8.0	78.0
淮 南	325	21		79

尘粒达到人体内各部位的情况如图3-1所示[64]。

人体对硅尘有防御和清除功能，既能滤尘，又能运送和吞噬矿尘。所谓滤尘系指含尘气流经过鼻腔、咽部和气管时，由于沿程的撞击和惯性使大于 $10\mu\text{m}$ 的尘粒沉积下来，经鼻腔和气管粘膜分泌物粘结阻留而排出体外。滤尘约占吸入粉尘总量的30~50%。运送表现为将滞留在气管、支气管的粉尘颗粒借助于呼吸道粘膜所分泌的粘液和粘膜皮上的纤毛运动，伴随粘液排出体外。在下呼吸道，由于支气管的逐级分支，气流速度减慢或方向改变，使尘粒沉积粘着在各级气管壁上，这部分尘粒直径约为 $2\sim10\mu\text{m}$ 。直径在 $2\mu\text{m}$ 以下的尘粒一部分可沉积在呼吸性细支气管壁和肺泡壁上或进入肺泡，而另一部分也可随呼气排出体外。沉积在肺泡表面的尘粒，被肺内的巨噬细胞吞噬，吞噬的尘粒一部分通过巨噬细胞的阿米巴样运动\*移到具有纤毛上皮的细支气管的粘膜表面，并和粘液混在一起，通过纤毛摆动\*\*排出。还有一部分则通过肺泡间隙进入淋巴管，流入肺门淋巴结\*\*\*。直

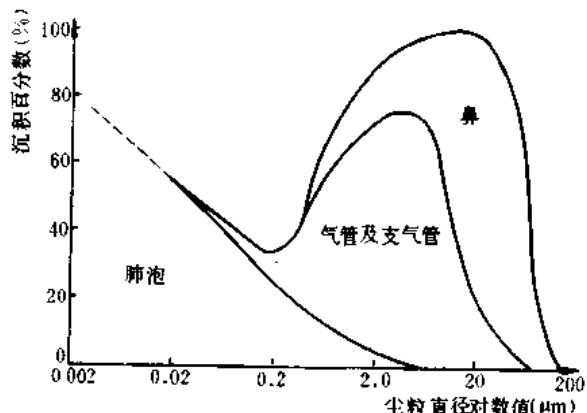


图3-1 尘粒到达人体各部位百分比

\* 阿米巴样运动：阿米巴系单细胞动物的一类，身体形状不固定，多生活在水中，靠伪足来运动，此处说明巨噬细胞的运动象阿米巴一样运动。

\*\* 纤毛上皮及纤毛摆动：上皮组织是由密集的上皮细胞排列而成。呈膜状覆盖在身体的表面，体腔和体内各种管腔脏器内面。具有保护、吸收、分泌和进行物质交换的功能。呼吸道内表面的上皮细胞形状不一，以柱状为主，高矮不等，最高的细胞表面有许多纤毛，纤毛能够摆动，将进入呼吸道的异物（如尘粒）和呼吸道的分泌物等通过纤毛的摆动而排往体外。

\*\*\* 肺门淋巴结：两肺的内侧为肺门。在淋巴管经过的一些部位有淋巴结，它可以制造淋巴细胞能吞噬细菌及异物（如尘粒），肺门淋巴结位于肺门附近收集肺及胸膜的淋巴液。

径小于 $3\mu\text{m}$ 的尘粒有80%是通过巨噬细胞的吞噬作用而清除。因此，人体通过上述三条途径将进入肺脏的97~98%左右的尘粒排出体外，而残留在肺内的尘粒，只是吸入粉尘量的2~3%[61]。人体虽有良好的防御和清除功能，但若长期吸入高浓度粉尘，仍可引起尘肺病。残留在肺泡内的尘粒能形成硅酸胶毒，可杀死肺泡而留在组织内，形成纤维病变。通过X光透视发现，病变开始呈现细网，之后，肺泡逐渐减少而变为粗网，接着便在粗网网眼间出现结节，病变进一步发展，许多结节逐渐地融合成为团块。肺组织将部分地失去弹性而硬化，不能担负呼吸作用，使肺功能受到损害，减弱了抵抗疾病的能力，容易并发其它疾病，如肺结核、自发气胸和肺心病等。患病轻者影响劳动能力。严重时将丧失劳动能力，甚至死亡。而并发症又促使病情恶化。

尘肺病患者自觉症状为：气短、胸闷、胸痛、咳嗽和咯血。初期症状多不明显。一般说来，随着病情进展，上述症状也趋于严重，不过症状的多少和轻重并不完全和病变程度一致。

## 2. 影响尘肺病发生发展的主要因素

- 1) 矿尘中游离二氧化硅的含量越高越易致病；
- 2) 矿尘的粒度：尘粒越微小越易致病，小于 $5\mu\text{m}$ 的尘粒被称为呼吸性粉尘，它的分散度越高，对人体的危害越大；
- 3) 矿尘的浓度：空气中含有的矿尘浓度越大，工人吸入矿尘量越多，越易得病。我国《规程》对作业场所空气中的矿尘允许浓度作了如下规定：粉尘中含游离二氧化硅大于10%者，最大允许粉尘浓度不得超过 $2\text{ mg/m}^3$ ；粉尘中含游离二氧化硅小于10%者，最大允许粉尘浓度不得超过 $10\text{ mg/m}^3$ ；
- 4) 接触矿尘的作业时间：从事井下作业的工龄越长，接触粉尘作业的时间越长，越易发病。根据我国煤矿的统计，硅肺病的发病工龄一般在10年左右，但短的也有3~5年发病者；煤肺病一般在20~30年；煤硅肺病介于前二者之间，并接近后者；
- 5) 矿工的健康状况、生活习惯以及个人卫生条件身体强弱：个人卫生较差又有吸烟等不良生活习惯的矿工更易罹致尘肺病。

按病情发展程度，尘肺病分为三期。根据临床和x光检查确定。

尘肺病的发病率，因各矿条件不同，相差很大。综合防尘工作做得好的煤矿可控制住尘肺病的发生。但是在一些矿尘严重，防尘工作较差的矿井，至今尚未能控制尘肺病的发生，个别矿井甚至还相当严重，这是值得注意的问题。我国医药卫生界，为攻克尘肺病开展了大量的科学的研究工作，对控制尘肺病的发展，减轻症状均取得了良好的效果。

## 第三节 综合防尘技术

综合防尘技术包括风、水、密、净和护等五个方面，并以风、水为主。风即是通风除尘；水是指湿式作业；密是密闭抽尘；净是净化风流；护是针对接触粉尘作业的工人采取个体防护措施。

### 一、通风除尘

#### 1. 通风除尘的作用

通风除尘是稀释和排出工作地点悬浮粉尘，防止过量积累的有效措施。许多矿井的经

验证明，搞好通风工作，是取得良好防尘效果的重要一环。

## 2. 矿尘的沉降和扩散

### 1) 矿尘在静止空气中的沉降

矿尘在静止空气中沉降速度 ( $V_s$ ) 可按下式计算[49]：

$$V_s = \frac{(\gamma_s - \gamma)}{18\mu} d^2 \quad (\text{m/s}) \quad (3-1)$$

式中  $\gamma_s$ 、 $\gamma$ ——分别为尘粒与空气的重率， $\text{N/m}^3$ ；

$\mu$ ——空气的绝对粘度系数， $\text{Pa}\cdot\text{s}$ ；

$d$ ——尘粒直径， $\text{m}$ 。

根据上式计算出矿尘（重率为  $25800\text{N/m}^3$ ，空气重率为  $11.77\text{N/m}^3$ ，粘性系数为  $1.79 \times 10^{-5}\text{Pa}\cdot\text{s}$ ）的沉降速度，见表3-3。

表3-3 矿尘在静止空气中的沉降速度

尘粒直径 ( $\mu\text{m}$ )	沉降速度	
	cm/s	m/h
50	19.95	718.2
10	0.798	28.73
5	0.1995	7.182
1	0.00798	0.2873

煤尘（球形，重率为  $12846.7\text{N/m}^3$ ）在静止空气中的沉降速度，见表3-4。

表3-4 煤尘在静止空气中的沉降速度

尘粒直径 ( $\mu\text{m}$ )	100	10	1	0.1
沉降速度 (cm/s)	39.7	0.397	0.00397	0.0000397

尘粒从  $1\text{ m}$  高处自由落下，降落到底板所需的时间，见表3-5[51]。

表3-5 煤尘粒降落时间

尘粒直径 ( $\mu\text{m}$ )	100	10	1	0.5	0.2
降落时间	2.6 s	4.0 min	7 h	22 h	92 h

从式(3-1)可以看出，尘粒的沉降速度是和粒径的平方成正比。从表3-2、表3-3与表3-4可见  $10\mu\text{m}$  以上的尘粒的沉降速度较高，能较快地降落下来。而对人体危害较大的细微尘粒沉降速度非常小，如  $1\mu\text{m}$  的尘粒，从  $1\text{ m}$  高度降到地面，需  $7\text{ h}$ 。在风流中，由于紊流脉动的速度的作用，细微尘粒将能长时间悬浮于空气中并随风扩散。 $1\mu\text{m}$  以下的细微尘粒基本不下沉，而在空气中处于不停歇的运动状态。近乎于气体分子。

悬浮于空气中的煤尘一部分随风流带出矿井，而大部分却沉积在井巷里，回风巷内沉积量最多。从尘源地开始，粒径大的先沉积下来，粒径小的则随风飘流沉积在较远的地方。沉积在巷道顶板和两帮的粉尘粒径小的较多，而底板上的粉尘粒径大的较多。它们的重量分布是：底板上最多，两帮次之，顶板最少。

### 2) 矿尘的扩散

在矿井里，矿尘的扩散主要受控于风流。使矿尘扩散和扬起粉尘的气流，大体可分为一次尘化气流和二次气流。所谓一次尘化气流即是在产生过程中同时产生气流。如车辆运行、煤岩垮落、割煤机滚筒旋转诱导的气流和爆破冲击波等。一次尘化气流是使矿尘飞扬扩散于作业空间的主要动力，但作用范围是有限的。

虽然如此，也应尽量控制在较小的空间之内，以利于采取除尘措施。二次气流是指由外部进入产生空间的气流，主要指井下风流。其它如凿岩机的排气、风筒漏风等也属于此类。二次气流使飞扬于空气中的矿尘向更大范围扩散和蔓延，要控制它所造成的污染必须采取合理的通风措施。

### 3. 排尘风速

排除井巷中的浮尘要有一定的风速，据试验观测，当巷道中风速达到 $0.15\text{ m/s}$ 时， $5\text{ }\mu\text{m}$ 以下的浮尘粒将随风流运动。《规程》规定：“掘进岩巷中最低风速不得低于 $0.15\text{ m/s}$ ，”完全可以满足最低排尘风速的要求。提高排尘风速，粒径稍大的尘粒也能悬浮并被排走，同时增强了稀释作用。在产生量一定的条件下，矿尘浓度将随之降低。当风速增加到 $1.5\sim2\text{ m/s}$ 时，作业地点的矿尘浓度将降到最低值，故称最优排尘风速。风速再增高时，扬将起沉降的矿尘，使风流中含尘浓度增高。

在产生量高，矿尘比重大，通风条件比较困难的作业地点，可适当增大排尘风速。

在连续产生的地点，若使风流中含尘浓度小于允许浓度时所需的风量可按下式计算：

$$Q = \frac{G}{C - C_0} (\text{m}^3/\text{s}) \quad (3-2)$$

式中  $G$ ——产生强度， $\text{mg/s}$ ；

$C$ ——矿尘允许浓度， $\text{mg/m}^3$ ；

$C_0$ ——进风流中的矿尘浓度，要求不超过 $0.5\text{ mg/m}^3$ 。

扬起落尘的风速取决于粉尘粒径、重率、形状、湿润程度、附着情况等许多因素，根据试验观测，一般在矿井的条件下，风速大于 $1.5\sim2\text{ m/s}$ 时，就具有二次扬起矿尘的作用。风速越高，扬起矿尘的作用越强，矿尘二次扬起能严重污染矿井空气。所以，《规程》规定：采掘工作面的最高允许风速为 $4\text{ m/s}$ 。

## 二、湿式作业

湿式作业是矿井防尘的一项重要技术措施，它具有简单易行，费用小，效果好等优点。我国煤矿较成熟的经验是采取以湿式凿岩为主，并配合喷雾洒水、水炮泥、水封爆破以及煤体注水等防尘技术措施。

### 1. 湿式凿岩

湿式凿岩就是在凿岩过程中，将压力水通过凿岩机送入并充满孔底。以湿润，冲洗和排出产生的矿尘，是凿岩工作普遍采用的有效防尘措施。

矿尘主要产生在凿岩作业中，因此是防尘工作的重点。湿式凿岩有中心供水和旁侧供

水的两种供水方式，目前使用较多的是中心供水式凿岩机。湿式凿岩的防尘效果取决于单位时间内送入钻孔的水量。只有向钻孔底部不断充满水，才能起到对矿尘的湿润作用，并使之顺利排出。

为了提高湿式凿岩的捕尘效果，应注意以下几个问题：

1) 供水量：要有足够的供水量，使之充满孔底，同时，要使钎头出水孔尽量靠近钎刃。这样，矿尘生成后能立即被水包围和湿润，防止它与空气接触，否则在表面形成吸附气膜而影响湿润效果。钻孔中充水程度越满，矿尘向外排出过程中与水接触的时间越长，湿润效果越好。

各种凿岩机在出厂时都提出了供水要求，应按规定供水。

2) 对气动凿岩机应避免压气或空气混入凿岩水中：压气或空气混入凿岩用水进入孔底，一方面可能在矿尘表面形成吸附气膜。另外，在水中形成气泡，微细矿尘附于气泡而逸出孔外，从而严重地影响除尘效果。压气或空气混入的主要原因是，中心供水凿岩机水针磨损、过短、断裂，或者各活动部件间隙增大。为此必须提高水针质量，加强设备的维修，以减少和消除这种现象。再者，凿岩时，一定要先给水，后给风，避免干打眼，而给水开关不要开得过小。

3) 水压：水压直接影响供水量的大小。从防尘效果看，水压高些好，尤其是上向凿岩，水压高能保证对孔底的冲洗作用，但中心供水凿岩机对水压有一定限制，要求水压比风压低 $50\sim100\text{ kPa}$ 。因水压过高时，则有可能从钎尾返水，冲洗机腔内的润滑油，阻止活塞前进，降低凿岩效果，甚至损坏凿岩机。水压过低，则供水量不足，易使压气进入水中，影响除尘效果，一般要求水压不低于 $300\text{ kPa}$ 。

侧式供水凿岩机既能避免压气混入水中，又可保持高水压，从而提高捕尘效果。但存在着钎尾加工麻烦，容易折断以及漏水问题，有待进一步研究改进。

4) 使用湿润剂：为提高对疏水矿尘和微细矿尘的湿润效果，可在水中加入湿润剂。苏联试验表明，凿岩用水中加湿润剂比用清水可降低矿尘浓度一半，并有可能降到 $2\text{ mg/m}^3$ 的标准。

湿润剂的作用：一是降低水的表面张力，其次是提高矿尘的湿润速度。目前我国生产的一种润剂是由碘化琥珀酸脂碘酸钠与氯化钠配制而成，通常按0.1%的浓度配制凿岩用水就能取得较好的湿润效果。

5) 减少微细矿尘产生量：保持钎头尖锐，保证足够风压（大于 $500\text{ kPa}$ ），水量充足等都可减少微细矿尘量的产生。

## 2. 湿式钻眼

湿式钻眼就是用湿式煤电钻在煤层中钻眼。它具有良好的水密封性能，能有效地控制回采工作面和煤层掘进工作面的煤尘。

## 3. 洒水防尘

洒水防尘是用水湿润沉积于煤、岩堆、巷道周壁、支架等处的矿尘。当矿尘被水湿润后，尘粒间互相附着凝集成较大的颗粒。同时，因矿尘湿润后增加了附着性，而能粘结在巷道周壁、支架煤岩表面上，这样在煤岩装运等生产过程或受到高速风流作用时，矿尘不易扬起。如某矿装岩时向岩堆洒水一次，工作地点矿尘浓度为 $5\text{ mg/m}^3$ ，而分层每次洒水，

工作地点矿尘浓度小于 $2\text{mg}/\text{m}^3$ ；然而不洒水干装岩，工作地点矿尘浓度竟大于 $10\text{mg}/\text{m}^3$  [49]。

产尘量大的设备和地点，要设自动洒水装置。徐州矿务局夹河矿设置了刮板运输机巷的自动洒水防尘装置，枣庄矿务局陶庄矿，在电机车运输巷设置了杠杆式自动洒水防尘装置；北京矿务局门头沟煤矿，在井下运输大巷设置了光电自动洒水防尘装置，都取得了良好的防尘效果[55]。

#### 4. 喷雾捕捉浮尘

将水雾化成微细水滴喷射于空气中与浮尘碰撞接触，则尘粒被水捕捉而附于水滴上或者湿润的尘粒互相凝集成大颗粒，从而加速其沉降，使之尽快变为落尘。

影响水滴捕尘效果的主要因素是水滴粒度，水滴越小，在空气中分布密度越大，与矿尘的接触机会越多，捕尘效果越好。但过小也不理想，因过小水滴湿润尘粒后，其重量增加不大，不易从空气中沉降下来，同时也易被风流带走和蒸发，不利捕尘，而且还恶化了环境。据测定，水雾的粒度最佳为 $20\sim50\mu\text{m}$ 。其次是水滴与尘粒的相对速度，它决定着粉尘与水滴的接触效果，水滴速度高则动能大，与尘粒碰撞时有利于克服水的表面张力，而将尘粒湿润捕捉。再者含尘风流的速度越低与喷射水滴的接触时间越长，互相接触碰撞的机会就越多。另外，矿尘的浓度、粒径、带电性等对捕尘效果也有影响。

把水雾化成微细水滴是通过喷雾器实现的，喷雾器的技术性能可用喷雾体的结构、雾粒的分散度、雾滴密度、耗水量等指标来表示。

1) 喷雾体结构：图3-2为水平喷雾体的几何结构型式，压力水从喷雾器中喷出后，雾粒开始作高速直线运动，直线运动的距离叫射程( $L_a$ )，其间水滴具有较大的动能，捕尘效果较好。以后，因动能减少和重力作用，水滴速度减慢，水滴开始以抛物线轨迹作下落运动，此间捕尘作用减弱。水滴运动的最大距离称为作用长度( $L_b$ )。喷射面积用喷雾体的扩张角( $\alpha$ )表示。喷雾体内的水雾密度则与喷雾器的构造、水压、耗水量有关。

2) 喷雾器的类型：我国煤矿采用的喷雾器，按其动力可分为水喷雾器和气水喷雾器两类：

(1) 水喷雾器：压力水经过喷雾器，靠旋转的冲击作用，使之形成水雾喷出。水喷雾器类型较多，目前市场有成品供应且使用较好的为武安-4型喷雾器。其技术性能见表3-6。

水喷雾器结构简单、轻便、具有雾粒较细、耗水量少、扩张角大的特点，但射程较小，适于向固定尘源喷雾。如采掘工作面运输机接头、翻罐笼、煤仓、装车站等处喷雾降尘。单水喷雾器对捕捉 $5\mu\text{m}$ 以下的矿尘的捕尘率一般不超过30%，但提高水压、减小出水孔径可增加喷射速度和雾滴分散度，会提高捕尘率。

(2) 引射喷雾器：系根据引射涡流原理制成的一种新型喷雾器，其特点是带有引风筒或引风罩，在喷雾的同时造成一股引射风流，具有二次雾化作用，提高了雾化质量，具有结构紧凑合理、尺寸小、重量轻，使用方便可靠，降尘效果好等优点。多用在采煤机的外喷雾，降尘效果好。目前生产的有三种型号为PU、PUN、PN型，其中PUN及PN型还

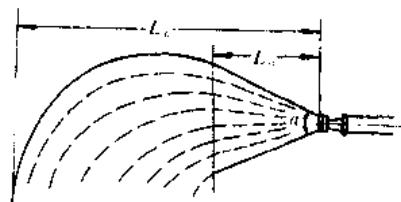


图3-2 雾体结构图

表3-6

武安4-1型喷雾器水力性能表

出水孔径 (mm)	水 压 (kPa)	耗 水 量 (L/min)	作用长度 (m)	射 程 (m)	扩 张 角 (°)	雾粒尺寸 (μm)
2.5	294.3	1.49	1.5	1.0	98	100~200
2.5	490.5	1.95	1.7	1.2	108	
3	294.3	1.67	1.6	1.3	102	150~200
3	490.5	2.11	1.8	1.3	110	
3.5	294.3	1.90	1.7	1.2	106	150~200
3.5	490.5	2.43	1.8	1.3	114	

可做内喷雾用。三种型号引射喷雾器的主要技术参数见表3-7。

表3-7

PU、PUN和PN型引射喷雾器主要技术参数

项 目 型 号	水 压 (kPa)	喷雾器耗水量 (L/min)	扩 散 角 (°)	有 效 射 程 (m)
PU	491	23.3	55	2
	981	30.7	55	2.5
	1472	37.3	55	3
	1962	42.1	55	3.5
PUN	491	6.7	60	2.5
	981	9.5	60	3
	1472	11.6	60	4
	1962	12.3	60	5
	2453	14.7	60	5.5
PN	491	5.10	60	2
	981	6.30	60	2.3
	1472	7.15	60	2.5
	1962	7.65	60	2.8

(3) 气水喷雾器：是根据压气雾化液体的原理设计的。即借助于压气作用，使压力水分散成雾状水滴并喷射出去的装置。

气水喷雾器具有雾化程度高，在压力不小于294.3~392.4kPa耗水量10~12L/min的情况下，能达到较远的喷雾射程(5m以上)较高的喷射速度，且水雾细密度大。对危害健康最大的细微尘粒捕获效果显著。经实地测试，一般捕尘率可达90%。

我国在掘进工作面使用较多的是鸭咀形气水喷雾器。如图3-3所示，在风压为500kPa，水压为294.3~392.4kPa时，射程可达5~6m，密集雾柱直径2.5~3.0m，耗水量10~

12L/min。

开深煤矿在宽4m以上的掘进工作面两帮各设一个鸭咀形喷雾器，放炮后5分钟测定工作面矿尘浓度，可由原来的 $11.06\text{mg}/\text{m}^3$ 降到 $2.42\text{mg}/\text{m}^3$ [9]。

#### 5.“水泡泥”和水封爆破

水泡泥是用盛水的塑料袋代替部分炮泥充填于炮眼内，如图3-4所示。爆破时水袋破裂，在高温高压爆波的作用下，大部分水汽化，然后重新凝结成极细的雾滴和同时产生的矿尘相接触，形成雾滴的凝结核或被雾滴所湿润而起到降尘作用。国内外一些资料表明，

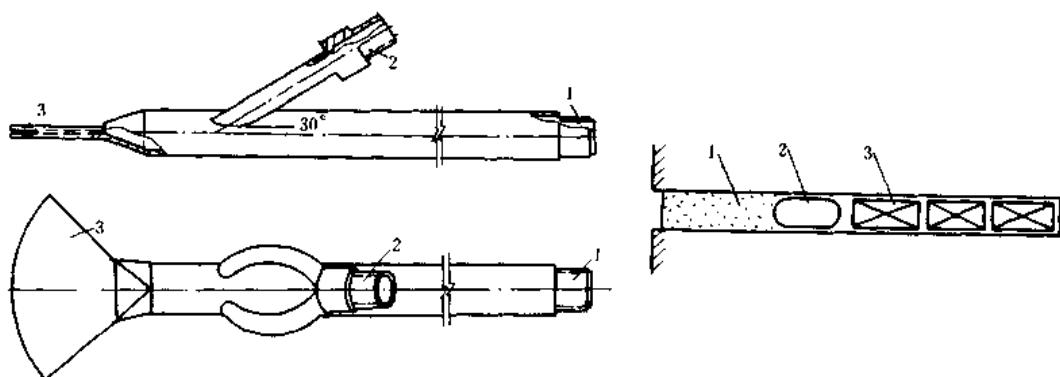


图3-3 鸭咀形喷雾器

1—进水接头；2—进风接头；3—喷咀

图3-4 水炮泥布置图

1—黄泥；2—水炮泥；3—炸药包

水泡泥爆破要比泥封爆破工作面矿尘浓度降低40~70%[10]，对 $5\mu\text{m}$ 以下的矿尘也有较好的捕捉效果。同时还能减少爆破产生的有害有毒气体。

“水炮泥”袋是以不易燃、无毒并具有一定强度的聚乙稀薄膜热压制成。水袋封口是关键，目前使用的自动封口水袋如图3-5所示。袋口处塑料布向内折叠或双层并近似“亚”字形压制。口部长度为60~80mm，超过袋宽即可。

“水炮泥”具有加工简单，操作方便，降尘效果显著等优点，应推广使用。

水封爆破和“水炮泥”的作用相同，它是将炮眼内的炸药先用一小段炮泥填好，然后再给炮眼口填一小段炮泥，两段炮泥之间的空间，插入细注水管注水，注满后抽出注水管，并将炮泥上的小孔堵塞。

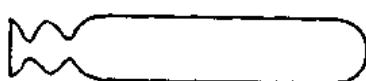


图3-5 自动封口水炮泥

#### 6. 防尘供水

建立完善的防尘供水系统是作好防尘工作的必要条件，在进行矿井设计时，应予充分考虑。

##### 1) 矿井防尘用水量

计算用水量主要是为了确定贮水池的容积。贮水池容量不得小于正常生产时的耗水量。一般应考虑正常生产的凿岩、喷雾、洒水及煤层注水等用水量，可参考下式计算（如

有其它用水亦应计算在内) :

$$Q_1 = K(N_1 q_1 \eta_1 + N_2 q_2 \eta_2 + N_3 q_3 \eta_3 + N_4 q_4 \eta_4) \quad (3-3)$$

式中  $Q_1$  ——全矿防尘用水量,  $m^3/h$ ;

$K$  ——用水量备用系数 ( $1.05 \sim 1.1$ );

$N_1$  ——井下凿岩机台数;

$q_1$  ——单台凿岩机供水量,  $m^3/h$ ;

$\eta_1$  ——凿岩机同时工作系数, 当

小于10台  $\eta_1 = 1.0 \sim 0.85$ ,

11~30台  $\eta_1 = 0.84 \sim 0.75$ ,

31~60台  $\eta_1 = 0.75 \sim 0.65$ ;

$N_2$  ——井下湿式煤电钻台数;

$q_2$  ——单台湿式煤电钻供水量,  $m^3/h$ ;

$\eta_2$  ——湿式煤电钻同时工作系数, 取值同  $\eta_1$ ;

$N_3$  ——井下使用喷雾器数;

$q_3$  ——单个喷雾器耗水量,  $m^3/h$ ;

$\eta_3$  ——喷雾器同时工作系数, 一般取 0.70;

$N_4$  ——井下煤层注水钻孔数;

$q_4$  ——每个钻孔平均注水量,  $m^3/h$ ;

$\eta_4$  ——注水钻孔的同时工作系数。

防尘用水, 应尽量采用集中供水的方式, 将贮水池设在地面。

### 2) 水压及水压调节

井下凿岩防尘用水的压力应低于压风的压力, 静压供水的水头, 一般需保持在  $40 \sim 50m$ 。防尘水源, 可利用地下水或地表水, 有时也可使用工业或生活用水, 如水头过大, 则必须减压。供水管路的直径, 可根据用水量和管路中合理水速 (一般取  $1.5 \sim 2.2 m/s$ ) 计算, 最后选取与其相等或接近的标准管道。

供水管路敷设时要求平直, 以减少阻力损失。

### 3) 水质要求

有些矿井井下有丰富的含水层, 也可利用钻孔将含水层中的压力水引出供防尘用。但对水质要进行化验分析, 如不符合标准, 必须进行处理, 如过滤沉淀、消毒、中和等。

对水质的规定为:

①含有固体悬浮物不超过  $150 mg/L$ ;

② $pH$  值在  $6.5 \sim 8.5$  之间;

③大肠杆菌不超过 3 个/ $L$ 。

固体悬浮物过多, 易使管路或喷雾器堵塞, 能增加空气中含尘量; 强酸性或强碱性对管道、机器设备等有腐蚀作用。

## 三、密闭抽尘

密闭抽尘是把局部产生点首先密闭起来, 防止矿尘飞扬扩散, 然后再将矿尘抽到集尘器内, 含尘空气通过集尘器将尘粒阻留, 使空气净化。

在缺水或不宜用水的特殊情况下, 采用干式凿岩, 就要密闭尘源, 采用干式捕尘措

施，干式捕尘有多种方式：

### 1. 孔口捕尘

如图3-5所示，在炮眼孔口利用捕尘罩和捕尘塞密封孔口，再用压气引射器产生的负压将凿岩时产生的矿尘吸进捕尘罩、捕尘塞，经吸尘管至滤尘筒。矿尘经过两级过滤，第一级是滤尘筒，第二级是滤尘袋。含尘空气在负压吸引下进入滤尘筒，沿筒壁旋转，由于离心力的作用，大于 $10\mu\text{m}$ 的尘粒落入筒内，而经滤尘筒排出的含尘空气再进入滤尘袋。在压气的推动下，经滤尘袋过滤，小于 $10\mu\text{m}$ 的尘粒绝大部分被阻留在滤尘袋内。

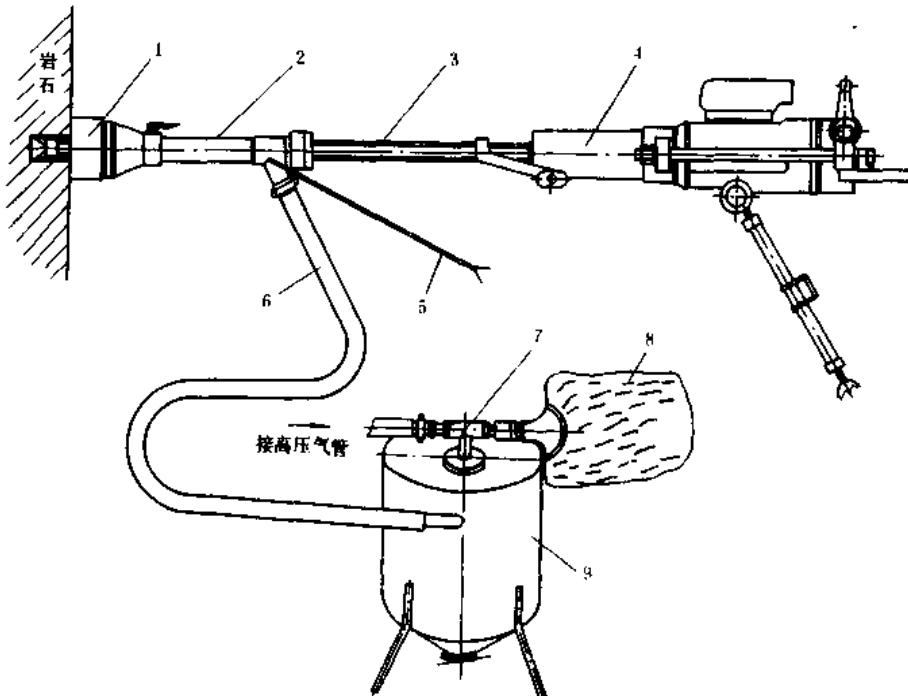


图3-6 75-1型孔口捕尘器装配图

1—扑尘罩；2—扑尘塞；3—钎杆；4—凿岩机；5—固定叉；6—吸尘管；7—引射管；  
8—滤尘袋；9—滤尘筒

捕尘器使用效果良好。实测数据表明，不用捕尘器干打眼时，矿尘浓度为 $509.0\text{ mg/m}^3$ ，使用捕尘器后则降到 $25.2\text{ mg/m}^3$ ，捕尘率达到95.0%，缺点是引射器耗风量较大。

### 2. 孔底捕尘

利用抽尘净化设备，将孔底产生的矿尘经钎杆中心孔抽出净化。凿岩机有中心抽尘与旁侧抽尘两种形式。图3-7是中心抽尘净化系统示意图。该系统是借压气引射器作用将孔底矿尘经钎杆中心孔，导尘管吸到除尘器内，经净化后排出。

## 四、净化风流

净化风流是使井巷中含尘的空气通过一定的设施或设备，而将矿尘捕获净化风流的技术措施。目前使用较多的是水幕和湿式旋流除尘风机。

### 1. 水幕净化风流

在含尘浓度较高的风流所通过的巷道中设置水幕净化风流。如图3-8所示，喷雾器的布置应以水雾布满巷道断面为原则，并尽可能靠近尘源，缩小含尘空气的弥漫范围。徐州

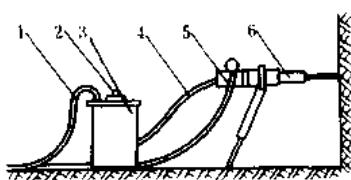


图3-7 中心抽尘净化系统示意图

1—压气管；2—引射器；3—除尘桶；  
4—导尘胶管；5—压气管；6—凿岩机

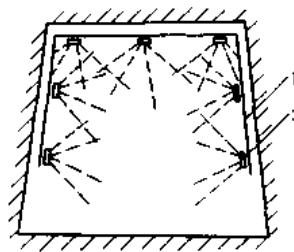


图3-8 巷道水幕示意图

1—水管；2—喷雾器

董庄矿在距掘进工作面20、40和60m处各设一道水幕，其效果是：工作面含尘空气经第一道水幕后降尘率为59~60.5%，经第二道水幕后降尘率为28.2~80%，经第三道水幕后，矿尘浓度只有 $0.78\text{ mg/m}^3$ ，降尘率达到98.6%。

## 2. 湿式旋流除尘风机

图3-9是徐州矿务局义安煤矿在JBT-52型轴流式局部扇风机基础上改制的湿式旋流除尘风机示意图。其结构分四个部分：湿润凝聚筒（a段）、扇风机（b段）、脱水器（c段）及后导流器（d段）。当含尘风流进入湿润凝聚筒与迎风流和顺风流安装的喷雾相遇，

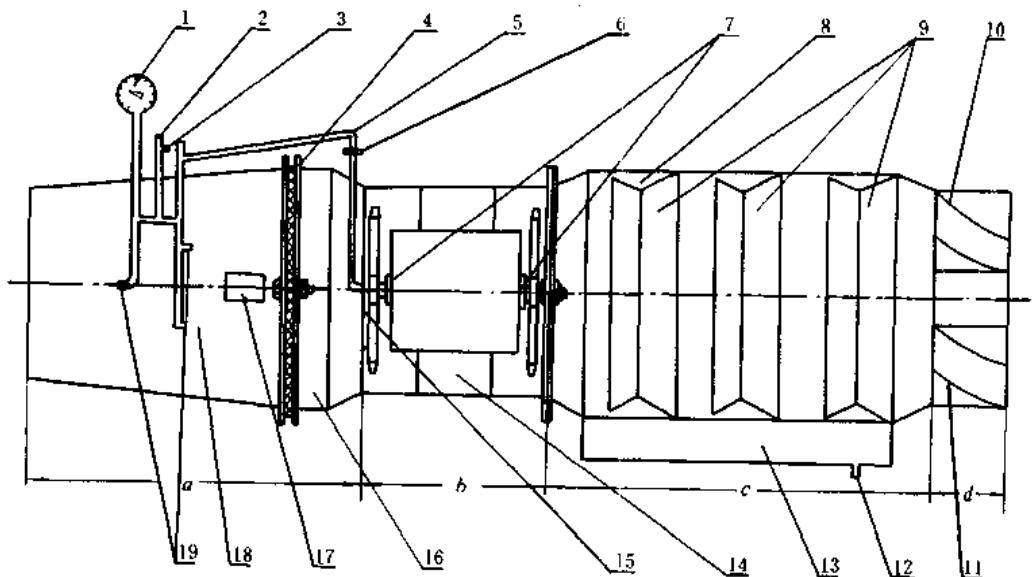


图3-9 湿式旋流除尘扇风机构示意图

1—压力表；2—总入水管；3—水阀门；4—冲突网；5—发雾盘水管；6—节流管接头；  
7—电机挡水套；8—脱水器筒体；9—集水环；10—后导流器导流片；11—后导流器；  
12—泄水管；13—贮水槽；14—JBT-52型局部；15—发雾盘；16—冲突网框；  
17—观察门；18—凝聚湿润筒；19—喷雾器

并通过含有水膜的冲突网，进入扇风机。再与发雾盘高速旋转而形成的水雾强力混合，几经湿润和凝聚的含尘风流，由于第二级叶轮的作用产生旋转运动，进入脱水器。水滴及湿润的矿尘受离心力作用被抛至脱水器筒壁，并被三个集水环阻挡而流到贮水槽中，经排水管排出。脱水净化的风流，由后导流器直接排出。冲突网是由2层16目的尼龙网组成，有效通风断面积为 $0.165\text{m}^2$ 。湿式旋流除尘风机在AB-50掘进机工作面配以可伸缩风筒，作抽出式通风，除尘效果显著。比压入式降低粉尘浓度70~75%。

### 五、个体防护

井下各生产环节采取防尘措施后，但仍有少量微细矿尘悬浮于空气中，甚至个别地点不能达到卫生标准，所以加强个体防护是综合防尘措施的一个重要方面。个体防尘的工具主要是口罩，矿井要求所有接触粉尘作业人员必须佩带防尘口罩。目前各矿普遍使用工作防尘口罩。武汉冶金安全研究所设计的武安-2型防尘口罩，面具由橡皮膜压制而成，边缘包有泡沫塑料，能贴紧面部，口罩下部两侧各有一个进气口朝下的过滤盒，盒内装有超细纤维用以截尘，口罩下部中央为呼吸气阀。该防尘口罩阻尘率可达99%，呼气阻力30Pa，吸气阻力17~23Pa，重量126g，佩带舒适，使用方便。其余几种国产防尘口罩的技术性能见表3-8。

表3-8 几种防尘口罩技术性能

名称	类型	滤料	阻尘率(%)	呼气阻力(Pa)	吸气阻力(Pa)	重量(g)	有害空间(cm <sup>3</sup> )	妨碍视野(°)
八层纱布	简易型	纱布	77.9	14.72	14.72	18	—	—
泡沫塑料	简易型	泡沫塑料	66~68	—	2.96~5.89	—	—	—
武安-3型	简易型	聚氯乙烯布	96~98	11.77	11.77	34	195	1
士芳-3型	呼吸阀单盒	羊毛毡	95.2	27.47	51.01	128	157	8
武安-1型	呼吸阀双盒	超细纤维桑皮棉纸	99	25.51	27.47~29.43	142	108	5
武安-2型	呼吸阀双盒	超细纤维	99	29.13	16.68~27.47	126	131	1
送风口罩	小风机送风	超细玻璃纤维纸	99					
BL-80G型	简易型	尼龙超细纤维	98.1	开始为 12.75,100 分钟后为 23.54~35.32		47	166	6

## 第四节 煤尘爆炸

### 一、煤尘爆炸的必要条件

煤尘爆炸必须同时具备以下三个条件：（1）煤尘本身具有爆炸性；（2）煤尘必须悬浮在空气中，并达到一定浓度；（3）有一个能点燃煤尘爆炸的热源。这三个条件缺任何一个都不可能造成煤尘爆炸。

#### 1. 煤尘爆炸性

由于煤的结构特别复杂，对煤尘爆炸的机理国内外都还未取得一致的看法。但多数学者认为煤是可燃物质，破碎成细小颗粒后，表面积增大，氧化能力显著提高，一旦与火源相遇，热化过程迅速展开。在300~400°C温度时，就能放出大量的可燃气体，主要成分是烷烃和其它碳氢化合物（如挥发份含量为20~26%的1kg焦煤受热后能放出可燃气体290~350L）。这类可燃性气体一经与空气混合在高温作用下吸收能量，形成一定数量的活化中心，发生燃烧和放出热量。如果这时放出的热量能够有效地传播给附近的煤尘，这些煤尘也就迅速的受热分解，跟着燃烧起来。此种过程连继不断地进行，氧化反应越来越快，温度越来越高，活化中心越来越多，达到一定程度时，便能发展为剧烈的爆炸。如果氧化生成的热量很快被周围介质所吸收，氧化反应便不能扩大，也就不能发展为爆炸。

因此，煤尘爆炸时的氧化反应主要是在气相内进行的，具有瓦斯爆炸那样的特点，但在固体尘粒表面也有氧化燃烧作用发生并放出相当的热量。在富氧条件下，煤尘完全燃烧时生成二氧化碳，它释放热量大致为34072kJ/kg煤尘；氧气不足，燃烧不完全生成一氧化碳释放的热量为10216kJ/kg煤尘。这些热量也有加剧煤尘爆炸发展的作用。

有的煤尘没有爆炸性，因为这种煤尘受热后分解气化产生很少的可燃气体。可以用工业分析法计算可燃挥发分值大致判定煤尘的爆炸危险性。即用煤尘爆炸指数 $V^r$ 来确定煤尘爆炸性，其值为：

$$V^r = \frac{V^*}{100 - A^* - W^*} \times 100\% \quad (3-4)$$

式中  $V^*$  —— 工业分析的挥发分（%）；

$A^*$  —— 工业分析的灰分（%）；

$W^*$  —— 工业分析的水分（%）

一般认为， $V^r$  小于10%，基本上属于没有煤尘爆炸危险性的煤层； $V^r$  在10~15%之间，属于弱爆炸危险性； $V^r$  在15%以上者，属于有爆炸危险性。

应该指出，由于煤的成分很复杂，同类煤的挥发分含量也不一样，所以挥发分含量仅可作为确定煤尘有无爆炸危险的参考依据。确定一个煤层有无煤尘爆炸危险性必须按《规程》154条规定进行煤尘爆炸性鉴定。

#### 2. 煤尘浓度

井下空气中只有悬浮的煤尘达到一定浓度，才可能引起爆炸。单位体积空气中能够发生煤尘爆炸的最低含量叫做煤尘爆炸下限浓度；最高煤尘含量叫做煤尘爆炸上限浓度。煤尘爆炸的浓度范围与煤的成分、粒度、引火源的种类、温度及试验的条件有关。我国试验的结果：煤尘爆炸下限浓度为45g/m<sup>3</sup>，上限浓度最高达1500~2000g/m<sup>3</sup>。爆炸力量强的

煤尘浓度为 $300\sim400\text{g/m}^3$ 。

在井下各生产环节中，一般情况下，很难形成大于 $45\text{g/m}^3$ 的悬浮煤尘浓度，但当巷道周壁的沉积煤尘受到冲击波的震动，气流的吹扬或其他原因再次扬起后，就足以达到爆炸浓度。因此，沉积煤尘是最大的隐患。

### 3. 点燃煤尘爆炸的热源

煤尘爆炸的引燃温度变化范围较大，它是随着煤尘的性质和试验条件的不同而变化。经试验，我国煤尘爆炸的引燃温度在 $610^\circ\text{C}$ 到 $1050^\circ\text{C}$ 之间，一般为 $700\sim800^\circ\text{C}$ 。煤矿中能引燃煤尘的高温热源有：爆破火焰、电气火花、斜井跑车碰撞和磨擦产生的火花、瓦斯燃烧或爆炸、井下火灾或明火等。

## 二、影响煤尘爆炸的因素

影响煤尘爆炸的因素很多，主要有煤的物理化学性质、煤尘的粒度、瓦斯与岩粉地混入等，有些因素能提高其爆炸危险性，有些则起着抑制和减弱的作用。掌握规律，结合实际加以运用，就能减少甚至避免事故的发生。

### 1. 煤的物理化学性质

#### 1) 挥发分含量

按照挥发分含量依次增高的顺序为无烟煤、贫煤、焦煤、肥煤、气煤、长焰煤和褐煤。一般来说，煤尘爆炸性也是按这种次序增加，其中无烟煤挥发分含量最低，所以无烟煤煤尘基本上不爆炸。

#### 2) 水分与灰分

水分对尘粒起粘结作用，致使颗粒增大而降低煤尘的飞扬能力，同时又起着吸热降温阻燃作用，所以水分能起着减弱和阻碍爆炸的作用。但须指出，只有水分很大时，达到手捏成团不散的程度才能阻止爆炸。灰分是不燃物质，它能吸收大量的热起着降温阻燃的作用。另外，灰分增加了煤尘的比重，有助于加速其沉降。试验表明，当灰分达到40%以上时，煤尘的爆炸性才显著下降。从抑制煤爆炸的角度看来，煤的原始水分与灰分是不够的，必须采取洒水或洒布岩粉的措施，才能达到防止煤尘爆炸的目的。

### 2. 煤尘粒度

$0.75\sim1\text{ mm}$ 以下的煤尘都参与爆炸，而粒度在 $75\mu\text{m}$ 以下的煤尘爆炸性最强。粒度越小，表面积越大，受热分解释放可燃气体及氧化作用越快，爆炸性越强。但颗粒过小，小于 $10\mu\text{m}$ 时，其爆炸性反而减弱。这是由于过细的尘粒在空气中很快氧化，成为灰烬所致，以及过小的煤尘会分裂成许多化学成分不同的小粒子而减弱了爆炸性。也有人认为是由于过细的煤尘“凝结”成“煤尘团”的原因。

煤尘粒度对爆炸压力也有明显的影响，如图3-10所示，各种挥发分含量的煤尘都随着粒度的增大爆炸压力在减小[66]。

粒度不同的煤尘引燃温度也不相同。如图3-11所示，煤尘粒度越小，单位重量的面积越大，引燃温度越低，且火焰传播速度也越快[66]。

### 3. 矿井瓦斯的浓度

瓦斯的存在将使煤尘爆炸下限降低，从而增加了煤尘爆炸的危险性。瓦斯的影响程度决定于煤尘挥发分含量与瓦斯浓度。图3-12是抚顺煤研所对不同挥发分含量的煤尘试样，

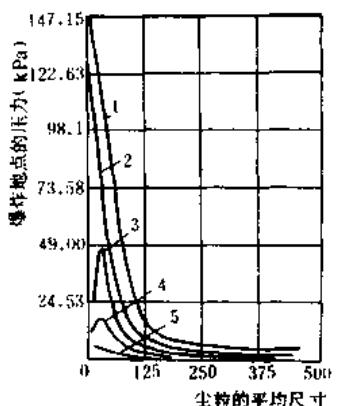


图 3-10 煤尘粒变化对爆炸压力的影响

1— $V_r = 40.5\%$ ; 2— $V_r = 34.5\%$ ; 3— $V_r = 24.0\%$ ;  
4— $V_r = 17.5\%$ ; 5— $V_r = 10.5\%$

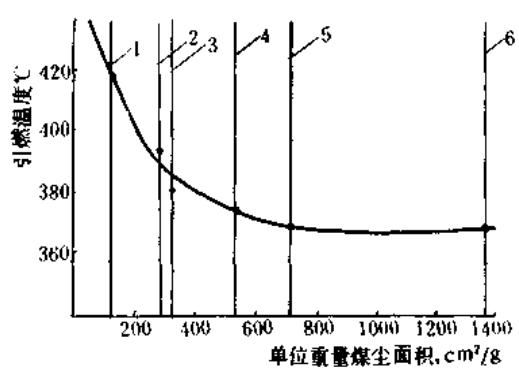


图 3-11 煤尘引燃温度变化

1—粒度为0.5~0.2 μm; 2—粒度为0.2~0.1 μm;  
3—混合粒度; 4—粒度为0.1~0.063 μm;  
5—混合粒度; 6—粒度小于0.063 μm

分别在不同瓦斯浓度下进行爆炸试验的结果 [14]。

图中曲线 1 至 4 表明，挥发分含量较高的煤尘，在无瓦斯存在的情况下均能单独爆炸。瓦斯存在则使煤尘爆炸下限相对降低，但不同煤尘其爆炸下限降低的程度不同。中等挥发分含量的煤尘，单独存在时不易爆炸，只有当瓦斯浓度达到一定数值时才能爆炸，如图中曲线 5 至 8 所示。

### 三、煤尘爆炸的特征

1. 煤尘爆炸时产生“粘焦”。由于煤中含有不燃物质，当煤尘爆炸过程中供氧不足，燃烧不完全时，将有一部分煤尘被局部焦化，粘结在一起，沉集于支架和巷道壁上形成一种煤尘爆炸所特有的产物——“粘焦”。它是判断井下发生爆炸事故时是否有煤尘参与的重要标志之一。但是只有气煤，肥煤、焦煤等粘结性煤的煤尘爆炸时，才能产生“粘焦”。

2. 煤尘爆炸也有一个感应期，即煤尘受热分解产生足够数量的可燃气体形成爆炸所需的时间。根据试验，煤尘爆炸的感应期主要决定于煤的挥发分含量，一般为40~250 ms，挥发分越大，感应期越短。

3. 爆炸后的瞬时温度可达2000 °C以上

4. 爆炸产生高压按等容过程的气体状态方程计算，在矿井条件下煤尘爆炸的平均理

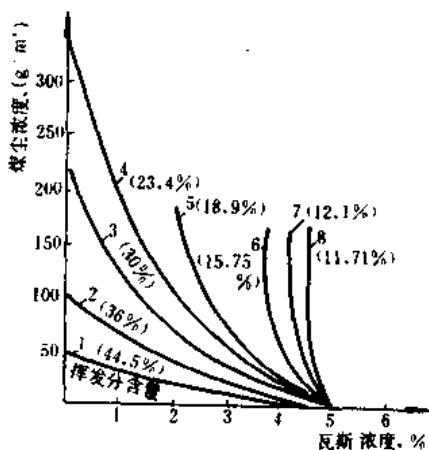


图3-12 瓦斯浓度对煤尘爆炸性的影响

论压力为 736 kPa，但爆炸压力随着离开爆炸源的距离的延长而跳跃式增大。在爆炸过程中，如遇有障碍物，巷道的拐弯或巷道断面的突变，爆炸力将猛增，尤其是连继爆炸时，第二次爆炸的理论压力为第一次爆炸压力的 5~7 倍，（因为第二次爆炸的初始压力为第一次爆炸的初始压力 5~7 倍）如再继续爆炸将在前次爆炸压力基础上仍按 5~7 倍增加。所以煤尘爆炸的破坏性要比瓦斯爆炸更为严重。

5. 产生大量的二氧化碳。煤尘爆炸时产生大量二氧化碳，它在灾区空气中的浓度可达 2~3%，甚至高达 8% 左右。这是造成矿工大量中毒伤亡的原因。

#### 四、煤尘爆炸性鉴定

煤尘爆炸性的鉴定方法有两种：

第一种方法是在大型煤尘爆炸试验巷道内，点火引爆进行鉴定。这种方法比较准确可靠，但工作繁重和复杂，所以一般作为标准鉴定用。

第二种方法是在实验室内，使用大管状煤尘爆炸性鉴定仪进行鉴定，如图3-13所示。该仪器是由引火、制造尘云和通风除尘三个部分组成：引火部分包括硬质玻璃管（1）、铂丝加热器（2）、冷藏瓶（3）、高温计（4）、变压器（T）及电流表（A）；制造尘云部分由试料管（5）和打气筒（7）组成；通风除尘部分包括铁皮弯管和滤尘箱（8）及吸尘器（9）。

试验程序是：将经过干燥的煤尘（煤尘试样粉碎后，须全部通过 75μm 筛孔，并在 10.5°C 的温度下烘干 2 h）1g 放到试料管内，同时将加热器升温，当温度升到 1100°C 以后，开动电磁打气筒，活塞动作使煤尘试样呈雾状喷入燃烧管内；当雾状煤尘通过加热器时，在燃烧管内出现火焰者则属于有煤尘爆炸危险煤尘，如果没有火焰或有稀少火星则属于没有煤尘爆炸危险性煤尘。

根据煤尘爆炸性试验，我国煤矿有 80% 左右属于开采有煤尘爆炸危险煤层的矿井。

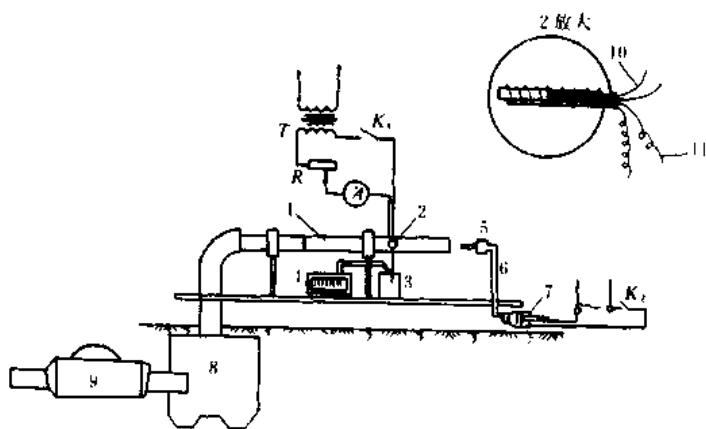


图 3-13 实验室大管状煤尘爆炸性鉴定仪示意图

1—燃烧管；2—加热器；3—冷藏瓶；4—高温计；5—试料管；6—导气管；  
7—打气筒；8—煤尘箱；9—吸尘器；10—铂—钨热电偶；11—铂丝；  
 $K_1$ —板把开关； $K_2$ —电钮；T—变压器；A—电流表；R—可变电阻

### 五、煤尘爆炸实例分析

1976年3月3日某矿一采区在打眼放炮班，因炮眼内炮泥充填不足，放炮时使爆炸火焰直冲炮眼外面，且炸药反应不完全，火焰停留时间长，（俗称“打筒”现象）引起煤尘爆炸。

#### 1. 自然情况

该矿年产量为45万t，属高瓦斯矿井，有煤尘爆炸危险，煤尘爆炸指数为42.3%。矿井通风方式为对角式，主扇工作方法为抽出式。开采煤层厚度为2.0~2.5m，中间夹石厚为0.2~1.5m，分两层回采。事故发生在一采区东一工作面，开采上分层，采高0.8m，工作面倾斜105m，单一长壁后退式采煤法，打眼放炮落煤，三班作业（一班打眼放炮，一班出煤，一班准备），日进度为1.4~1.6m。煤质较硬，工作面用金属支柱支撑，人工回柱放顶，顶板呈缓慢下沉。工作面独立通风，进风量为387m<sup>3</sup>/min，工作面布置如图3-14所示。

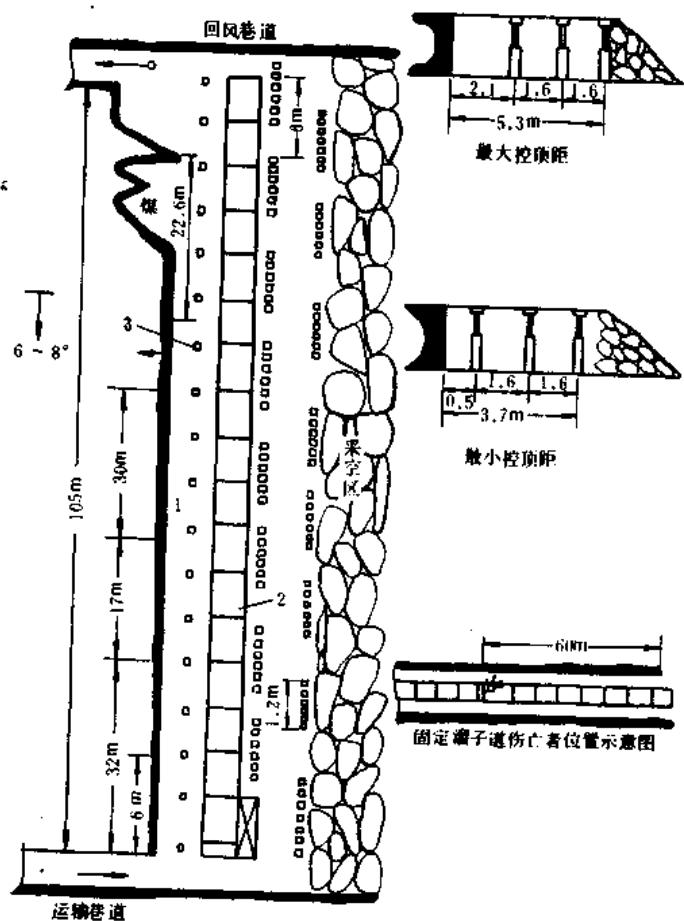


图3-14 煤尘爆炸工作面布置图

1—工作面；2—链板运输机；3—支柱

## 2. 事故经过

事故发生在打眼放炮班，打眼放炮是由工作面上出口向下出口方向进行。现场情况是，距回风巷道4.5m已放完炮，4.5~6.0m处煤壁有两个炮窝子因炮眼间距大，封泥少，放炮时发生“打筒”，煤体没有崩落。煤壁尚有16个炮眼，已有4个炮眼装药，封泥长度为0.11m。

事故发生后测定回风巷一氧化碳浓度为0.04%，瓦斯浓度为1.5%，下山的皮带运输机和回风巷内安设的11.4kW绞车被掀翻，970m运输巷及回风巷内的通风设施被摧毁。

## 3. 事故原因分析

- 1) 煤尘来源：煤质较硬、干燥，工作面无洒水设施，两台电煤钻同时打眼，产生的煤尘量大，放炮时落尘扬起，浮尘量增大，达到爆炸浓度；
- 2) 引爆火源：放炮时使用多芯电缆放炮，一次联两炮，分次起爆，两次放炮间隙时间很短，相当使用了段发雷管，因封泥少，造成“打筒”现象，产生火焰；
- 3) 现场分析排除了瓦斯超限和电气引火的可能。

## 4. 事故教训

- 1) 无防尘设施；
- 2) 违章作业，采用多芯炮线，炮眼封泥长度不够。

## 第五节 防止煤尘爆炸的技术措施

防止煤尘爆炸的技术措施可分为减尘、降尘、消除落尘和防止煤尘引燃等四个方面。

### 一、减尘措施

减尘措施是指在采掘工作中减少煤尘的发生量，从而减少井下空气中的煤尘含量。这是防尘技术措施中最积极最有效的措施。具体有：

#### 1. 煤层注水

##### 1) 煤层注水减尘的实质

煤层注水防尘是用水预先湿润煤体，即在煤层未开采之前打若干钻孔，通过钻孔注入压力水，使其渗入煤体的内部增加煤层的水分。

水进入煤体以后，首先沿较大的裂隙以较快的流速，逐渐包围被裂隙所分割的煤体，然后再以较低的流速进入各种细微孔隙之中。根据实测证实，湿润煤体的层理、节理等较大的裂隙一般需几小时至数天，而湿润细小孔隙则需十余天或更长的时间。

水在煤体中的运动，主要是靠注水压力和毛细管力的作用，来克服裂隙面的阻力、孔隙通道的阻力及煤层的瓦斯压力。水在1~100μm以上的节理面、断层面以及裂隙中的运动，主要是靠注水压力，而到达微细孔隙所剩余的注水压力已经很小，但孔隙的毛细作用力却随孔径的变小而增大，所以水是靠毛细作用力而引向孔隙的深处，使煤体达到均匀湿润。水在微细孔隙中的运动是缓慢的，所以在那些注水时间短而且注水后随即开采的煤体中，水的分布往往不够均匀，减尘效果差。

应当指出，水在煤体中的运动是很复杂的，它既不可能完全像在圆管中那样的稳定流动，也不可能完全像在多孔连续介质中那样的渗流运动。这是因为煤体的裂隙，孔隙分布和构成情况的不均匀性，在不同的部位和不同的方向上有异性，表现在对水的阻力也有方

向异性。在高压注水时，甚至可使裂隙的结构发生某些变化，它们对水的阻力也随时间而变化。注水压力和流量都会有起伏，它的规律有待进一步研究。

水进入煤体后的减尘作用表现在以下三个方面：

(1) 煤体内的裂隙中存在着原生煤尘，水进入后，可将原生煤尘湿润，使其在破碎时失去飞扬的能力，从而有效地消除这一尘源。

(2) 水进入煤体的内部使之均匀湿润。当煤体在开采中受到破碎时，绝大多数的破碎面均有水存在，从而消除了细粒煤尘的飞扬，预防了浮尘的产生。

(3) 水进入煤体后使其塑性增强，脆性减弱，改变了煤体的物理力学性质。当煤体因外力而破碎时，脆性破碎变为塑性变形，因而减少了煤尘的产生量。

## 2) 影响煤层注水效果的因素

(1) 煤层裂隙、孔隙的发育程度，对于不同成因及煤岩类型煤层裂隙的发育情况，见表3-9。随着煤的变质程度增高，内生裂隙的数量呈规律变化，而以中等变质程度的煤层最为发育。腐植煤中的焦煤内生裂隙最多，每5cm中有30~40条，有的可达50~60

表3-9 不同成因及煤岩类型煤层裂隙发育情况

成因类型	煤岩类型	主要煤岩成分	光 泽	物理力学性质	裂隙情况
腐植煤	光亮型	镜、亮为主	强光泽	性脆容碎	发 育
	半光亮型	亮煤为主	稍 弱	性较脆	较 发 育
	半暗淡型	暗为主、夹亮	较暗淡	硬度韧性较大	较不发育
	暗 淡 型	暗煤为主	暗 淡	坚硬致密	不发育
残植煤	半暗淡型	暗为主、夹亮	较暗淡	韧性较大	较不发育
	暗 淡 型	暗煤为主	暗 淡	韧 性 大	不 发 育
腐泥煤	暗 淡 型	暗煤为主	暗 淡	贝壳状断口韧性大	不 发 育

条。低变质和高变质的煤中内生裂隙则较少。煤的变质程度与内生裂隙条数之间的变化规律如图3-15所示。在地质构造带和开采形成的集中应力作用下形成的外生裂隙和次生裂隙，对于脆性较大的中等变质程度的煤层（如焦、肥煤等）较发育，而坚硬、韧性较大的长焰煤或无烟煤则较少。

煤体的孔隙率与煤化程度的关系参看第二章中表2~3。煤体的裂隙越发育则越易注水，可采用低压注水，否则需用高压注水才能取得预期效果。但是当出现一些较大的裂隙（如断层，破

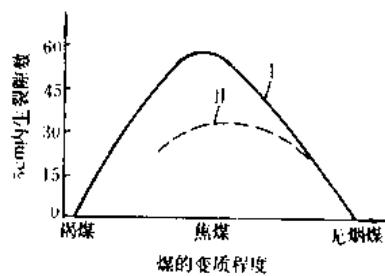


图3-15 内生裂隙与变质程度的关系

I—苏联顿巴斯矿区光亮型煤；

II—我国峰峰矿区光亮型煤

\*根据抚顺煤研所建议：低压<2943kPa，中压为2943~9810kPa，高压>9810kPa。

裂面等)时,注水易散失于远处或煤体之外,则对预湿煤体不利。

根据实测资料发现:当煤层的孔隙率小于4%时,透水性较差,注水无效果;如孔隙率为15%时,煤层的透水性最高,注水效果最佳;而当孔隙率达40%时,煤层成为多孔均质体,天然水分丰富则无需注水,此多属于褐煤。

(2)地压的集中程度与煤层的埋藏深度有关,煤层埋藏越深则地层压力越大,而裂隙和孔隙被压紧变得更小,导致透水性能降低。为此需要提高注水压力才能取得良好的煤体湿润效果。在长壁工作面的超前集中应力带以及其它大面积采空区附近的集中应力带内,因承受的地压增高,其煤体的孔隙率与未受采动影响的煤体相比,要小60~70%,从而减弱了煤层的透水性。但随工作面的推进和采动的影响,煤体的孔隙率还会回升。表3-9列出了我国部分矿井随开采深度的增加,注水压力增加的情况。

(3)煤体的湿润能力取决于水与煤的湿润边角和水的表面张力系数。在用同样的水,不同的煤层有着不同的湿润边角,所以常用湿润边角作为衡量湿润煤体能力的指标:湿润边角 $\theta < 90^\circ$ 属可湿润煤体,  $\theta$ 角越小,湿润能力越大;湿润边角 $\theta \geq 90^\circ$ 属不可湿润煤体,  $\theta$ 角越大,湿润能力越小如图3-16所示。

表3-10 煤层开采深度及注水压力

局、矿名	煤 层	开 采 深 度 (m)	地 层 压 力 (kPa)	注 水 压 力 (kPa)
石炭井三矿	三、五、九层	20~190	491~5592	343~981
钎岗六亩地矿		120~150	3532~4415	2649~2943
重庆中梁山矿	南井二号层	171	4209	5494
重庆中梁山矿	南井二号层	233	5719	7593
北京门头沟矿	八 层	373~550	9221~16187	2943~9810
枣庄陶庄矿	二 层	390~490	9516~13244	7818~11772

水与煤体的湿润边角大小反映了水分子和煤分子间的吸引力大小,吸引力越大则湿润边角越小,越易湿润;相反则难于湿润。当煤层条件一定,水的性质决定着煤体的湿润效果。因此降低水的表面张力,可以提高煤体的湿润能力,苏联向煤层注入加有一定浓度的表面活性剂(AB)的水溶液时,渗透性大大提高。使湿润范围扩大了50%,阳泉一矿在注水时加入0.5%浓度的洗衣粉,注水速度比原来提高24%。

(4)煤层内的瓦斯压力是注水的附加阻力。水克服瓦斯压力后才是注水的有效压力。所以在瓦斯压力大的煤层中注水时,往往要提高注水压力,以保证湿润效果。



图3-16 水对煤的湿润边角

### 3) 煤层注水方法

#### (1) 超前长钻孔注水

超前长钻孔注水是在工作面的前方正常压力带内打长钻注水，实现长时间、大面积预先湿润煤层。

##### ① 钻孔的布置方式

超前长钻孔多是沿煤层倾斜自回采工作面的运输巷道打上向孔（见图3-17a），或在回风巷道打下向孔（如图3-17b）。

钻孔直径一般为50~100mm。

钻孔的位置：当煤层厚为1.0m左右的急倾斜煤层，其开孔位置距顶板三分之一煤层厚为宜；煤层厚为2m左右的缓倾斜煤层，开孔位置距顶板四分之一煤层厚为宜。开孔时应注意煤层的各小分层的硬度及围岩性质，必要时应做修改。

钻孔间距：根据煤层的透水性、煤层的厚度，倾斜及钻孔的方向来确定。一般在10~25m之间。

钻孔长度：当采用单向钻孔时，应根据工作面的长度，煤层的透水性及钻孔的方向来确定，一般取工作面长度的1/3~2/3。

##### ② 注水压力和流量

煤体的注水流量是随着注水压力的升高而增大。高压注水时，当水压超过煤体破裂强度或地层压力时，则煤将出现新的破裂面。此时流量将大幅度增加，易造成泄漏现象，使煤体不能得到应有的湿润效果。

注水压力和注水时间之间也存在着一定的关系。在等压条件下，每米钻孔的注水量随时间的延长而逐渐降低。如阳泉二矿9号层注水一昼夜后，每米钻孔注水量降低60%，但在透水性强的煤层，随着时间的延长，注水量的变化并不明显。

注水压力、流量、时间是决定超前钻孔预湿煤体效果的主要参数，一般以在较低的注水压力情况下保持足够的流量和较长的注水时间为宜。

注水压力首先选用静水压力，当压力在196~1960kPa之间能保证流量在5L/h·m左右时，就可取得较好的湿润效果，而在煤层透水性差，静压注水难于取得较好效果时，则应采用水泵加压注水，通常采用中压长时注水方法。表3-10列出了我国部分矿井静压和水泵加压注水的实际参数。

##### ③ 注水时间的确定

注水时间的长短主要是依据煤壁在预定的范围内出现均匀的渗出水珠，常称为“出汗”现象为止，但为提高湿润效果还需再注一段时间才停止注水。一般情况下静压注水时间长，水泵加压注水时间短。如抚顺矿务局龙凤矿和法国的静压注水时间，都是三个月，但有的矿是几天或十几天，而水泵加压注水一般都为几天，短的仅几十个小时。

##### ④ 封孔深度及封孔方法

封孔是注水技术中的一个重要环节。封孔的深度取决于注水压力、煤层的裂隙发育程

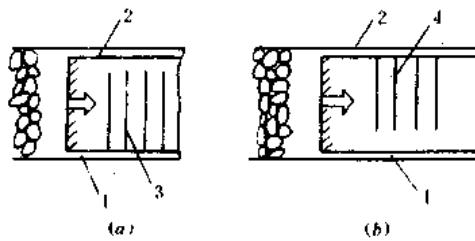


图3-17 超前钻孔注水钻孔布置

1—运输巷道；2—回风巷道；3—上向注水钻孔；  
4—下向注水钻孔

表3-11

部分矿井的注水参数一览表

局 矿	加压方式	钻孔长度(m)	钻孔间距(m)	封孔深度(m)	注水压力(kPa)	每米有效钻孔流量(L/h·m)	注水时间(h)	吨煤注水量(L/t)	钻孔注水量(m³)
石炭井各矿	静压	25~90	10~15	3~5	343~1176	6~27	360~960	9~20	30~80
抚顺龙凤矿	静压	16~130		3~5	981~1960	2~15.7	144~300	20~40	30~340
山西白家庄矿	静压	80~100	15	2.5	784~1176	4~5	240	20~30	96
井陉三矿	静压	45~62	10~15	5~7	98~1862	1~10	144~600		19.7~20
本溪彩电矿	加压	37~50	8	2.5	588~1078	2.1~20.5	14~120	14~23	4.7~22
阳泉二矿	加压	40~66	3~7	3	588~1666	14.9~35.4	12~25		24.5~42.6

度、沿巷道边缘煤体的破碎带宽度、煤层渗透水的性能及钻孔方向等。一般是注水压力高，煤层裂隙发育及煤层渗透水的性能强的上向钻孔，其封孔深度大。原则上，封孔深度应在煤层的湿润范围未达到设计的湿润半径以前，不得从巷道渗水，更不得跑水。封孔深度必须超过上述的破碎带宽度，否则将会在压力较高时造成跑水。一般是通过试验确定出适当的封孔深度。我国一些煤层的封孔深度通常在2.5~10m之间，但也有小于2.5m或大于10m的情况。苏联为几米到20m，德国为20m，法国为15~20m。

从国内外情况看，目前仍然采用水泥封孔和封孔器封孔两种方法，如图3-18、3-19所示。尽管水泥封孔有一些缺点，但比较可靠，所以迄今为止仍然普遍使用。

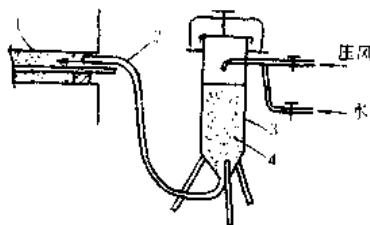


图 3-18 水泥封孔示意图

1—封孔部位；2—输送水泥软管；  
3—水泥桶；4—水泥



图 3-19 ZYY-501型水力压缩式自动封孔器

1—喷嘴；2—调压螺母；3—弹簧；4—钢球；  
5—头盖；6—张紧螺母；7—内套；8—胶筒；9—动承体；  
10—缸体；11—O型密封；12—活塞；13—静承体；14—顶头

### （2）巷道钻孔注水法

巷道钻孔注水法是在煤层的顶板或底板巷道，向煤层打钻孔注水的方法。在一个钻场打垂直于煤层的钻孔或打扇形布置方式的钻孔。

联邦德国拉得波特矿的布置方式是由于煤层的巷道向下煤层打钻注水（见图3-20），我国抚顺局龙凤矿的布置方式是由底板巷道向煤层打钻注水（如图3-21）。

### （3）长钻孔注水方法的评价

国内外普遍认为长钻孔注水是一种先进的注水方法，所以在选择注水方法时应优先考虑。其优点是一个钻孔湿润范围大，注水时间长，煤体湿润均匀；注水工作可在采煤之前

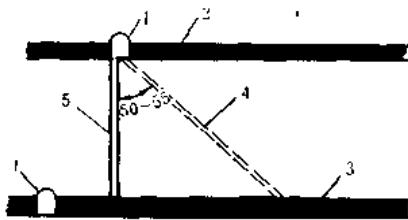


图 3-20 联邦德国拉得波特矿巷道注水法注水

1—巷道，2—上层煤；3—下层煤；4、5—钻孔

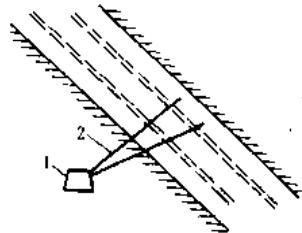


图 3-21 抚顺龙凤矿巷道钻孔注水法

1—底板巷道；2—钻孔

进行，与生产没有矛盾。缺点是打钻技术要求较高，钻孔方向不易掌握；封孔要求严格而复杂；对地质变化适应性差。

巷道钻孔注水方法的优点是对采煤工作干扰很少，因在岩石中封孔效果好，缺点是打岩石钻孔不经济，适应性小（多用于厚煤层），注水效果不如完全在煤壁中打钻注水好。

#### (4) 钻孔注水效果分析

通过实测发现，在钻孔两侧的煤体中，距钻孔近处水分大，远处水分小，靠底板水分大，靠顶板水分小。沿煤层倾斜方向，当打下向钻孔时，上部水分小，靠近风巷处，常出现干燥无水区，就其湿润范围来讲下部也比上部大。当打上向钻孔时，其规律和打下向孔时一样。

煤体的水分增加量直接影响着降尘效果。常用降尘率这个指标来衡量注水效果的好坏，降尘率按下式计算：

$$C = \frac{(G_2 - G_1) - (G'_2 - G'_1)}{G_2 - G_1} \times 100\% \quad (3-5)$$

式中  $C$  —— 降尘率，%；

$G_2$ 、 $G_1$  —— 分别为注水前所采煤层的尘源后方风流中（下风侧）及前方风流中（上风侧）的含尘量， $\text{mg}/\text{m}^3$ ；

$G'_2$ 、 $G'_1$  —— 分别为注水后所采煤层的尘源上、下风流中的含尘量， $\text{mg}/\text{m}^3$ 。

一般认为：注水后水分增加1%以上，无论原始水分多大，其降尘率大体可达60%以上。水分量增加越大，降尘效果越好。例如抚顺矿务局龙凤矿考察结果表明，吨煤注水5L，降尘率为60~70%；吨煤注水8~15L，降尘率为75~80%；吨煤注水20~30L，降尘率为80~90%。

国外一些国家还对注水降低呼吸性煤尘的作用作了考察。美国用计数法测定 $5\mu\text{m}$ 以下的煤尘，结果是降低50~70%。法国在透水性强的煤层中测定 $5\mu\text{m}$ 以下的煤尘，降尘率为73%；在中等透水性的煤层中，降尘率为47%。苏联的测定结果是 $8\mu\text{m}$ 以下的煤尘并未降低[53]。

从我国一些矿井注水效果来看，超前长钻孔注水的降尘率在60~90%。

煤层注水预先湿润煤体、除了能减尘外，还能抑制瓦斯的涌出，降低工作面的气温、缓和冲击地压，减少煤壁片帮等多种效益。如阳泉二矿7号煤层注水后，放炮时回风流中的瓦斯浓度降低57.6%，大同永定庄煤矿注水后工作面气温平均降低 $2.8^\circ\text{C}$ ；抚顺龙凤矿

降低 $1.0\sim1.5^{\circ}\text{C}$ [53]。

## 2. 采空区灌水预湿煤体

### 1) 采空区灌水预湿煤体的实质

当厚煤层采用倾斜、水平、斜切分层以人工假顶或用夹矸层作分层顶板，下行陷落法开采时，以及近距离煤层开采时，在上一分层或上一煤层的采空区灌水，依靠水的自重及煤体或夹矸层内孔隙的毛细作用力缓慢渗入下一分层或下一煤层的煤体，使之在开采前预先湿润，达到防尘的目的。这一方法称为采空区灌水预湿煤体防尘法。另外水在采空区内还能粘结冒落的矸石，在矿山压力的作用下形成再生顶板，有利于顶板管理。如系自然发火煤层，还有防止煤炭自燃的作用，在水中再加阻化剂其效果会更好。

### 2) 采空区灌水方法

#### (1) 倾斜分层超前钻孔采空区灌水

在下分层的回风巷中，超前工作面向上分层采空区打短钻孔和长钻孔(3-22)，通过钻孔向采空区内灌水。钻孔长度以钻入采空区为准，短钻孔一般为 $2\sim5\text{ m}$ ，孔间距 $5\sim7\text{ m}$ ；长钻孔视其具体情况而定，以辅助短钻孔之不足。灌水时孔口处如不返水，则可

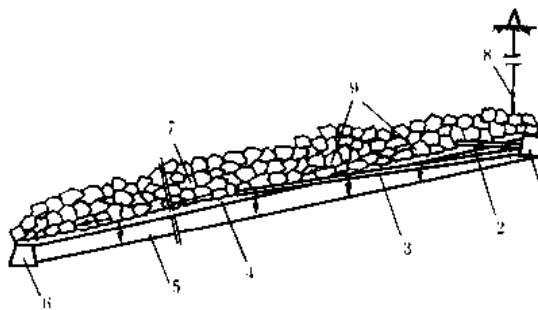


图 3-22 缓倾斜厚煤层超前钻孔采空区灌水

1—一下分层风巷；2—短钻孔；3—长钻孔；4—人工假顶；5—一下分层煤体；  
6—一下分层机巷；7—上分层采空区；8—地面浅钻孔；9—水流方向

不封孔。采用静压注水，一次可灌多孔，每孔注水流量控制在 $300\sim700\text{L}/\text{h}$ 。运输巷见水便停灌。每隔 $3\sim7$ 天反复进行灌水，直到煤体湿润为止。

#### (2) 缓倾斜煤层水窝灌水法

在下层风巷内沿煤层倾斜向下开一些水窝，在水窝内灌上水，水可自流到采空区内，也可直接渗入煤层内。水窝的深度以保证水能流入采空区内而不返入风巷内即可(图3-23)。

#### (3) 采空区埋管灌水法

在采煤工作面回风巷中铺设灌水管路，直接向放顶后的采空区灌水。水管前部埋入采空区 $5\sim10\text{m}$ ，以不向工作面流水为原则。灌入的水可渗透到下分层，如是近距离煤层，灌入的水通过层间岩石渗入到下一煤层，达到预先湿润煤层的目的，如图3-24所示。随工作面的推进，不断向工作面一侧用慢速绞车撤出水管。每次灌入水量应根据放顶面积、煤层倾角、煤层或层间岩石的透水性等因素，通过试验确定。

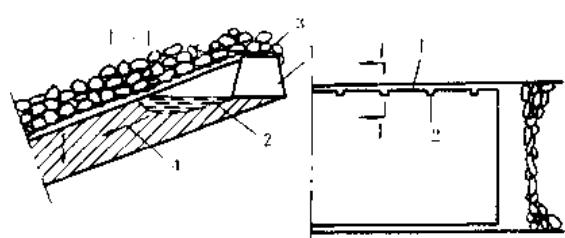


图 3-23 缓倾斜厚煤层的水窝灌水

1—工作面风巷；2—水窝；3—人工假顶；4—水流方向

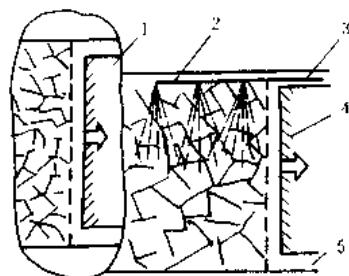


图 3-24 工作面埋管灌水

1—下分层工作面；2—上分层风巷洒水管；3—上分层回风巷；4—上分层工作面；5—上分层运输巷

#### (4) 急倾斜厚煤层水平分层开采时的采空区灌水

在水平分层采煤工作面的准备班里，向放顶区内灌水，边灌边渗透到下一分层（图 3-25）。实践表明，1~2h 内每一 $m^2$  面积内灌 0.3~0.5 $m^3$  水，渗透深度可达 0.7~1.2m。

#### 3) 采空区灌水预湿煤体降尘效果

我国部分矿井采用采空区灌水预湿煤体，取得了较好的降尘效果（见表 3-12），降尘率一般达到 77~92%，由于工艺简单，所需设备少，而且有利于顶板管理和防止煤炭自燃的综合效果，所以使用范围逐渐扩大。

表3-12 部分矿井采空区灌水降尘效果

局矿名	煤种	采空区灌水方法	未灌水工作面 $mg/m^3$		灌水工作面 $mg/m^3$		降尘率 (%)
			浮游煤尘浓度	平均	浮游煤尘浓度	平均	
石炭井三矿	焦	缓倾斜短钻孔	208~572	390	12~55	30.7	92
石炭井卫东矿	无烟	缓倾斜短、长钻孔	153~890	458	18~226	105	77
通化八道江矿	贫	急倾斜水平分层边采边灌		123.4		14.3	89
本溪彩屯矿	焦	采空区埋管法	120~400	260	2~59	30.5	87
淮北张庄矿		超前短钻孔		356		50	86
石咀山二矿	气肥	超前短钻孔	646~5262		156~328		76~98



图 3-25 水平分层工作面、前采后灌的采空区灌水

1—上分层工作面；2—下分层工作面；3—采空区；  
4—金属网假顶；5—渗水水流

## 二、降低浮尘和清除落尘

### 1. 降低综采工作面的浮尘

#### 1) 采煤机捕尘设施

采煤机上装有外喷雾与内喷雾装置，外喷雾常用的形式是将一组喷咀装在滚筒的后侧或外侧形成水幕捕捉飞扬的浮尘。这种形式的外喷雾装置捕捉煤尘效果不够理想。目前国外已使用气水组合喷雾装置。如图 3-26 所示[51]。向流经喷咀的水中供以压缩空气，使之形成 $20\sim200\mu\text{m}$ 的雾粒，且喷出速度为 $80\sim100\text{m/s}$ 。捕捉呼吸性矿尘效果比一般喷雾捕尘率高 $30\sim40\%$ 。图中是苏联 KLLI-3M 采煤机的气水组合喷雾系统，将压力为 $329\sim492\text{kPa}$ 的水和压气用直钻为 $32\text{mm}$ 的橡胶软管输送给采煤机上的混合器 7，并把水空气混合物载送到喷咀中。为了消除雾状，在采煤机端部和护板上安装有平流喷咀 3。在单位耗水量为 $15\sim25\text{L/t}$ 煤时，降尘效果达到 $93\sim98\%$ 。

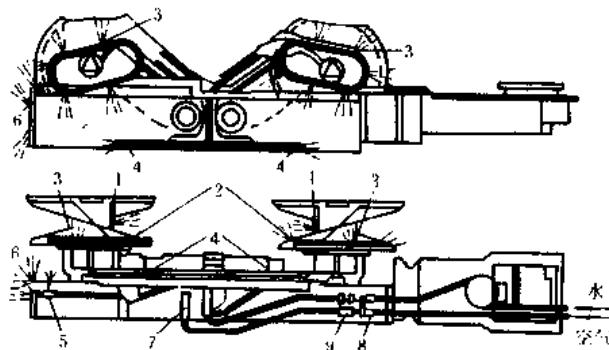


图 3-26 KLLI-3M 采煤机的压气洒水系统

1—滚筒壳体上的圆锥形气水喷咀；2—滚筒叶片上的圆锥形气水喷咀；3—摇臂弧形板上的平流喷水咀；4—装载区的圆锥形气水喷咀；5—采煤机护板上的平流喷水咀；6—采煤机端部的平流喷水咀；7—混合器；8—过滤器；9—逆止阀

采煤机上的内喷雾装置是保证在滚筒转动时只向切割煤体的截齿供水，如图 3-27 所示。水流经采煤机滚筒空心轴，由一个同步器使水流紧靠截齿喷出，对不工作的截齿可切断水源，从而减少耗水量，捕尘效率较之外喷雾可提高 $30\%$ ，使空气中的含尘量降到 $50\sim70\text{mg/m}^3$ 。同时还能消除截齿磨擦产生火花引起瓦斯燃烧的可能。

#### 2) 综采掩护支架的降尘

综采掩护支架在移动时产生大量的岩尘和煤尘，同时由于通风断面较小，风速大，来自采空区的矿尘量大增。目前多采用在掩护支架顶梁的下方安设喷咀，水流平行于顶梁，以 $30^\circ$ 倾斜喷射到侧护板至采空区的全部空间。使顶板以及掩护支架支撑面保持足够湿润，另外掩护支架横向喷咀喷出，以 $120^\circ$ 的扩散角向上斜喷到相邻的掩护支架上，水则由固定的掩护支架喷到前移的掩护支架上，如图 3-28 所示[51]。

#### 3) 回采工作面运输机与顺槽运输机联接处的捕尘

在转载点加煤尘罩，如图 3-29 所示[17]。在煤尘罩内安装喷咀，消除飞扬的浮尘，

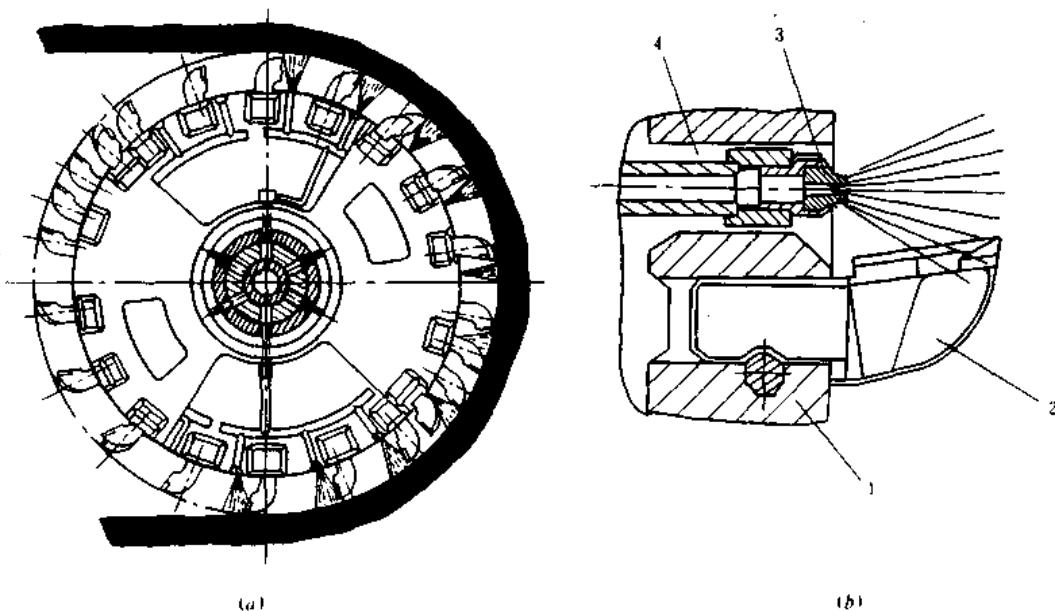


图 3-27 采煤机螺旋滚筒上喷咀布置图

a—向截齿洒水； b—喷咀装置  
1—齿座；2—截齿；3—喷咀；4—供水管

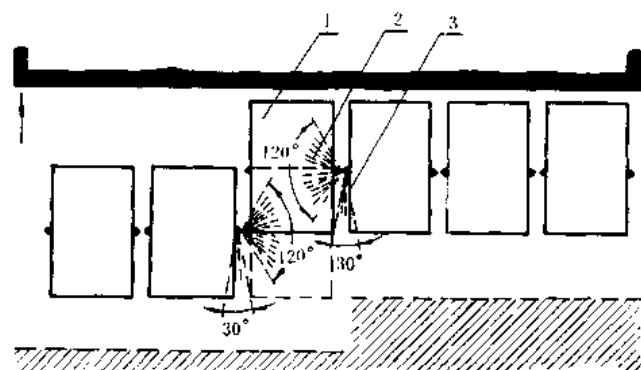


图 3-28 掩护支架喷咀喷洒角度

1—前移支架；2—横向喷雾；3—平行喷雾

降低进入回采工作面的风流含尘量。

## 2. 消除落尘

在采取其它防尘措施的基础上，定期清扫冲洗沉积在巷道壁和支架上的落尘，是防止煤尘再次飞扬形成爆炸性尘云的一项重要措施。当巷道周壁沉积的煤尘厚度为0.05mm时

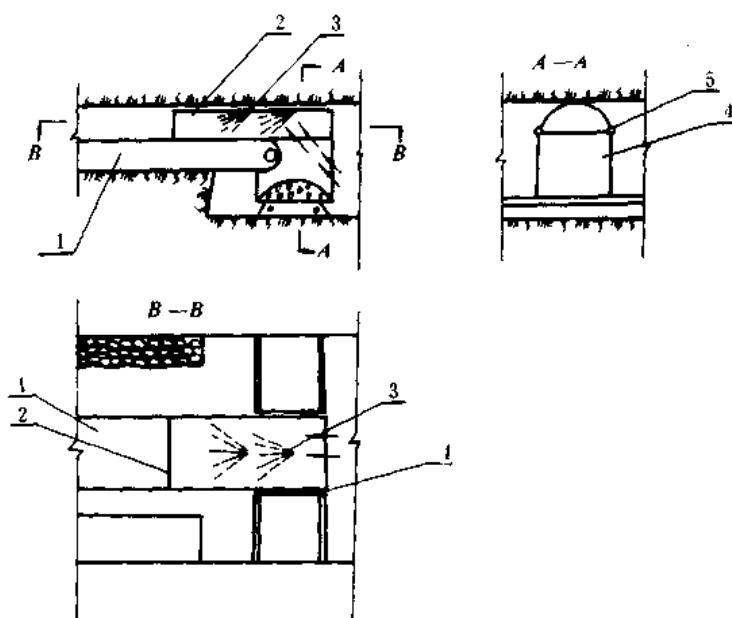


图 3-29 运输机转载处防尘罩

1—工作面运输机；2—转载点煤尘罩；3—喷咀；4—下罩；5—托架

受到气浪的冲击时，使之成为悬浮煤尘即可达到爆炸下限浓度。

清扫煤尘的方法分人工和机械清扫两种。常用的机械清扫是用干式吸尘机和湿式清扫车。

冲洗煤尘可由防尘洒水管路系统中供水，小范围的冲洗由专用水车或盛水的普通矿车来供水。图 3-30为双鸭山矿务局岭东矿研制的自动洒水除尘车，清洗巷道除尘效果较好，结构简单，使用方便。

### 三、防止煤尘引燃和爆炸的措施

参看第二章第六节矿井瓦斯爆炸及其预防部分。

## 第六节 煤尘抑爆及隔爆技术

煤尘抑爆及隔爆技术主要是使已沉落在巷道周壁和支架上的煤尘失去爆炸性，以及局部地区发生爆炸后，将其隔离在较小范围内，限制灾害扩大，所以称抑爆及隔爆技术。

### 一、抑制煤尘爆炸的措施

用机械或人工定期在巷道内撒布惰性岩粉，以增加沉积在巷道周壁和支架上的煤尘的不燃物质的含量，从而抑制煤尘爆炸的发生。这种方法在美国应用比较广泛，美国矿业局要求在工作地点 10m 范围内，落尘中不燃物质含量应占 65%（按重量计）[54]。我国《规程》规定：在所有运输巷道和回风道中必须撒布岩粉。惰性岩粉一般为石灰岩粉。我国常用的还有粘土页岩、石膏、白云岩等。对惰性岩粉的要求是：可燃物质含量不得超过 5%，游离二氧化硅含量不超过 10%；不含有害有毒物质；吸湿性差，粒度应全部通过 50 号筛孔；且其中至少有 70% 能通过 200 号筛孔；色彩淡白鲜明。

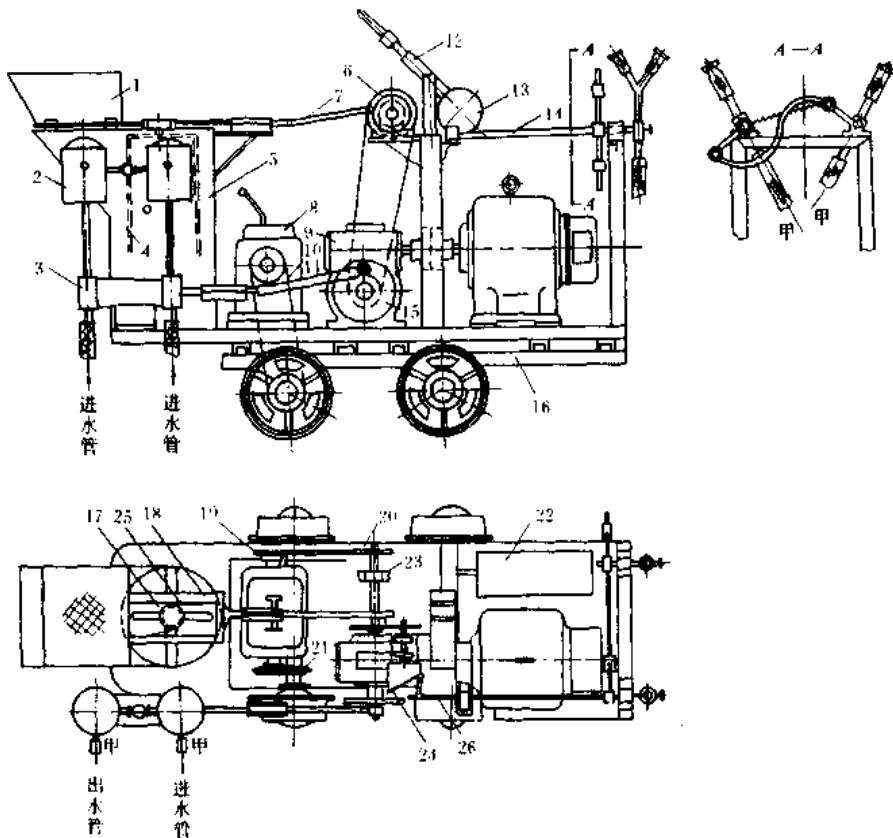


图3-30 自动洒水消尘车

1—箱子；2—储水压包；3—往复泵；4—搅拌器；5—灰筒；6、15—齿轮；  
7、11—拉杆；8—变速箱；9—蜗轮蜗杆减速机；10—传动大链；12—电号子；  
13—配重锤；14—传动杆；16—车架；17—牙轮；18—滑动架；19—小链轮；  
20—传动小链；21—大链轮；22—变压箱；23—轴座；24—斜面轮；25—鳄爪；26—扛臂

在巷道内撒布岩粉时，应使所有的表面，包括顶、帮、底以及背板后侧暴露处，都应用岩粉覆盖；煤尘和岩粉混合后，不燃物质含量不得低于80%，撒布岩粉的巷道长度，不得小于300m，如巷道长度小于300m时，全部巷道都应撒布岩粉。

近些年来，国外一些国家为提高惰性岩粉的效果又往岩粉中添加磷酸二氢铵( $\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$ )、氯化钠(NaCl)、氯化钾(KCl)、碳酸氢钠(NaHCO<sub>3</sub>)、碳酸氢钾(KHCO<sub>3</sub>)等抑制剂。

对巷道中的煤尘和岩粉的混合粉尘，每3个月至少化验一次。

## 二、隔爆措施

《规程》规定：开采有煤尘爆炸危险煤层的矿井，在矿井的两翼，相邻的采区和相邻的煤层都必须用岩粉棚或水棚隔开。

### 1. 岩粉棚隔爆

岩粉棚是由架设于巷道顶部的多块木制岩粉板组成，板间距离至少大于板宽，每块台

板上放置一定数量的惰性岩粉（图3-31）。当煤尘爆炸时，爆炸波将台板震翻，岩粉均匀散落弥漫于巷道中，造成浓厚的不燃岩粉雾。爆炸火焰传来时，被冷却熄灭而阻断。活拼式岩粉板具有制作简便、动作灵活，散布岩粉均匀等特点。一块岩粉板系由多块小板拼放在框架上而组成。小拼板的规格：长350或500mm；宽150mm；厚20mm。小拼板的长度就是岩粉板的宽度，每块岩粉板之间相距2m左右，岩粉板放置高度距轨面至少保持1.8m，岩粉堆放距棚梁不能小于100mm，也不能大于300mm，岩粉板每m长度上的岩粉堆积量；宽350mm重30kg；500mm重60kg。岩粉棚的岩粉量根据巷道净断面积而定。主要运输巷不得少于400kg/m<sup>2</sup>，其它巷道不得少于200kg/m<sup>2</sup>。据此可计算出岩粉棚的岩粉总量、组成岩粉棚的岩粉板块数及其在巷道中分布的长度。例如，某矿主要运输道净断面S=8m<sup>2</sup>，梯形支架上宽L=3.2m，岩粉棚上需要堆放的岩粉总量为 $8 \times 400 = 3200\text{kg}$ 。如取岩粉板的宽度为500mm，则每块岩粉板上放置的岩粉量为 $3 \times 60 = 180\text{kg}$ ，故组成岩粉棚的岩粉板数应为 $3200 \div 180 = 18$ 块。取岩粉板间距为1.5m，则岩粉棚的分布长度为34.5m。

岩粉应经常保持干燥状态，为此须配备专人经常检查和定期更换。国外使用防潮岩粉，它是在岩粉里加入0.37%左右的高级脂肪酸（硬脂酸、棕榈酸），经加工制成，在井下堆放一个月之后仍具有良好的飞扬性。

岩粉棚必须成列，总长度不得小于20m，并设在巷道直线段内。采区运输或回风道中设置岩粉棚，距可能发生煤尘爆炸的地点，不得小于60m，也不得大于300m。

岩粉棚上的岩粉每月至少进行一次可燃物质含量的分析，如发现受潮结块、岩粉量减少或可燃物质含量超过20%时，应立即补充或更换。

## 2. 水槽棚隔爆

水槽棚子是用具有一定强度的硬质易碎聚氯乙烯和聚氨脂塑料制成。水槽内盛满水置于距顶板100~150mm处。其隔爆作用在于，当井下发生爆炸时，爆风压力将水槽崩翻并破碎，水瞬间分散于巷道空间内，形成水雾因水的比热较岩粉大5倍，吸热效果好，利于消灭火焰，而阻止煤尘爆炸火焰的传播。

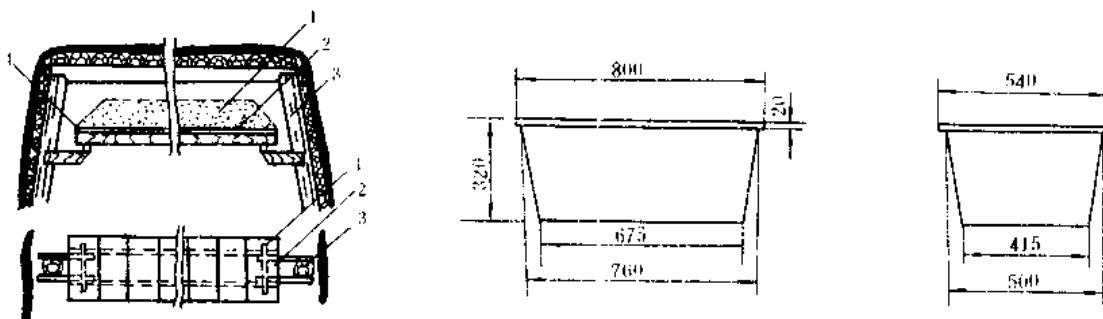


图3-31 活拼式岩粉板

1—岩粉；2—拼板；3—棚腿 4—框架

图3-32 80L水槽尺寸示意图

水槽的形状为倒梯形，容积规格有40L、70L、80L三种，如图3-32所示为容积80L水槽尺寸示意图。

水槽在巷道内布置形式：有悬挂式、置放式和混合式，如图3-33、3-34、3-35所示。

水槽棚应安设在巷道的直线段布置成列，水槽棚总水量应按巷道断面以 $400\text{L}/\text{m}^2$ 计算，水槽棚中心间距为 $500\sim 1000\text{mm}$ ，水槽棚的总长度不得小于 $30\text{m}$ ；水槽棚距巷道轨面不得低于 $1.8\text{m}$ ，距工作面不应小于 $40\text{m}$ ，也不得大于 $150\text{m}$ ；水槽棚内混入 $5\%$ 的煤尘后即应换水。

另外还可以用吊挂水袋的方法隔爆，此方法在日本用的比较多。日本还研制了自动式防爆水幕，它是借爆炸压力，触发开关，自动打开设置在巷道内水幕带的喷咀喷水隔爆。

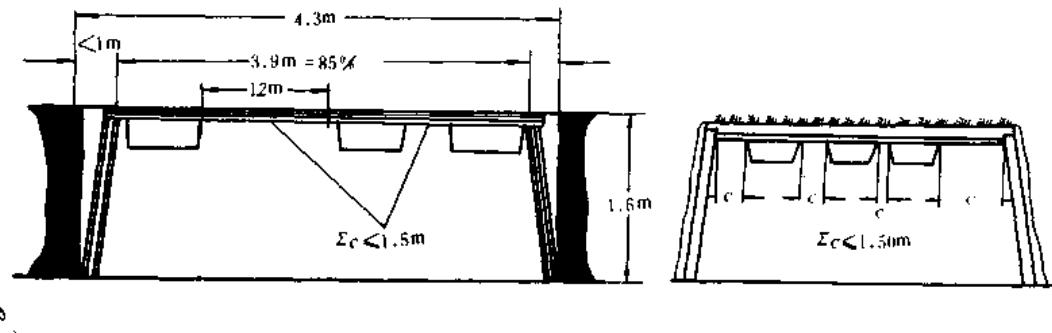


图 3-33 悬挂式水槽

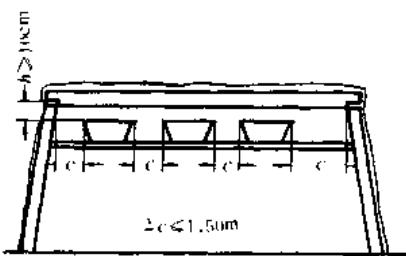


图 3-34 放置式水槽

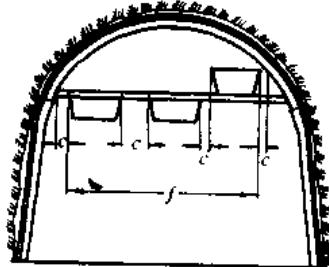


图 3-35 混合式水槽

## 第七节 矿尘测定

矿井要经常进行测尘工作，以便及时了解井下各工作地点的矿尘状况。测尘工作主要是测定矿尘的浓度和分散度。

### 一、矿尘浓度的测定

我国主要采用重量法测尘，计数法只是作为辅助。重量法测尘又分滤膜测尘、光散射测尘和光电测尘。我国主要采用滤膜测尘。

#### 1. 滤膜测尘技术及矿尘浓度计算

滤膜测尘法根据测定手段不同又分为：

1) AQC-45型浮游矿尘测定仪是以抽气装置为动力，抽取一定量的含尘空气，使之

通过装有滤膜的采样器，其滤膜将矿尘截留，然后，根据滤膜的增重与通过的空气量计算出矿尘浓度。滤膜是由直径极细的合成纤维交织而成、质地均匀的薄膜。其表面有静电作用，可将尘粒尤其是微粒牢固吸住。滤膜吸湿性很小，基本上不受井下温度、湿度的影响。

滤膜的直径有40 mm和75 mm两种，前者适用于矿尘浓度低于 $200 \text{ mg/m}^3$ 的地点采样；后者多用于矿尘浓度超过 $200 \text{ mg/m}^3$ 的地点采样。

仪器构造如图3-36所示，使用时打开氧气瓶开关后，压力表指示出氧气瓶内部压力，高压氧气进入减压器，降低到 $491\sim785 \text{ KPa}$ ，然后再从引射器喷出其步骤是：靠引射作用在膛室内产生负压，旋转变换阀的旋钮以顺时针方向转到位置A，含尘空气经等效阻力器、变换阀、流量计到引射器喷出。此时应当调整减压器旋钮使流量表流量指示规定数值。然后再将变换阀的旋钮从顺时针方向转到位置B，这时含尘空气就通过采样器（图3-37），变换阀、流量表到引射器喷出，同时秒表开始计时。当知道了空气的流量和采样的时间，就可算出通过采样器的空气容积。滤尘测头内滤膜所阻留下的矿尘用天秤得其测尘前后的重量，就可算出单位体积空气中所含有的矿尘重，也就是井下空气的矿尘浓度，可用下式计算：

$$G = \frac{\bar{W}_2 - \bar{W}_1}{Q \cdot t} \times 1000 \quad (3-5)$$

式中  $G$  —— 矿尘浓度， $\text{mg/m}^3$ ；

$\bar{W}_2$  —— 采样后滤膜重量， $\text{mg}$ ；

$\bar{W}_1$  —— 采样前滤膜重量， $\text{mg}$ ；

$Q$  —— 流量计读数， $\text{L/min}$ ；

$t$  —— 采样时间， $\text{min}$ 。

为了保证测尘的准确性，便于对比，要求在同一测点于相同流量下，同时测定两个试样（平行采样），计算后，其差值小于20%时，即属合格。平行样品差值 $\Delta G$ 按下式计算：

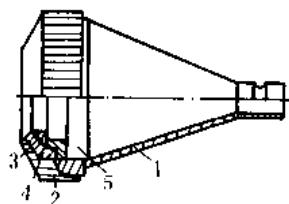


图3-37 采样器

1—漏斗，2—顶盖，3—锥形环，  
4—固定盖，5—衬座

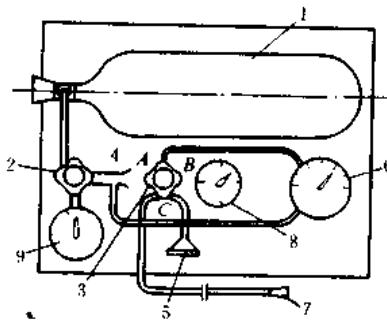


图3-36 AQC-45型浮游矿尘测定仪

1—氧气瓶；2—减压器；3—变换阀；  
4—引射器；5—过滤器；6—流量计；  
7—采样器；8—秒表；9—压力表

$$\Delta G = \frac{\Delta G}{G_1 + G_2} \times 100\% \quad (3-6)$$

式中  $\Delta G$  —— 平行样品计算结果之差， $\text{mg/m}^3$ ；

$G_1, G_2$  —— 分别为两个平行样品的计算结果， $\text{mg/m}^3$ ；

如两个平行样品合格，便以其计算结果的平均值作为测点的矿尘浓度。

2) KBC型矿尘测定仪是以微型蓄电池为动力，采用安全火花开关，带动小型电动抽气机，通过装有滤膜的采样器及流量计，进行矿尘测定。电动抽气机的能力，带滤膜时抽

气量为 $25\sim30\text{L}/\text{min}$ , 抽气负压 $1569\text{Pa}$ 以上, 仪器的结构如图3-38所示。测尘时将带滤膜的固定环, 放入采样器内, 接通电源开关抽气机开始工作, 调节流量旋钮, 视箱壁上流量计窗孔, 使流量达到 $20\sim25\text{L}/\text{min}$ , 并保持稳定。取好的样品放于保存盒内, 之后称重计算出矿尘的浓度, 方法与前同。

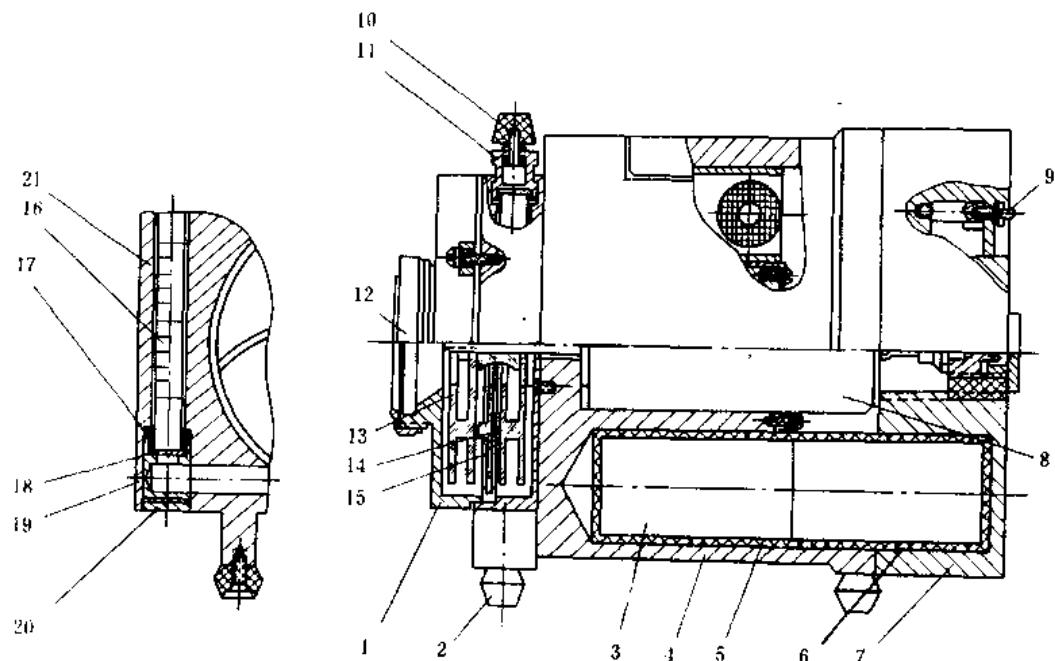


图3-38 KBC型矿尘测定仪结构

1—抽气盖; 2—垫脚; 3—蓄电池; 4—壳体; 5—电极座; 6—电极套; 7—壳盖; 8—电动机;  
9—扭子开关; 10—旋钮; 11—绳; 12—采样器道; 13—上活动风扇; 14—下活动风扇; 15—固定  
风扇; 16—空气转子流量计; 17—流量计下座; 18—沙网; 19—堵头; 20—下罗盖; 21—壳盖

## 二、矿尘分散度的测定

了解矿尘分散度组成, 对全面衡量矿尘的危害性, 评价劳动卫生环境及鉴定防尘措施的效果是很重要的矿尘分散度的测定方法很多, 重量分散度多用沉降法, 数量分散度常用显微镜观测法, 也有利用尘粒的散射光量而制作的计数测定仪器, 如光电粒子计数器, 粒谱仪。目前普遍使用的是显微观测法。利用滤膜可溶于有机溶剂而矿尘不被溶解的原理, 将采后的滤膜放于磁坩埚(或其它器皿)中, 加 $1\sim2\text{ml}$ 醋酸丁溶剂, 使滤膜溶解并搅拌均匀, 然后取一滴加在载物玻片的一端, 再用玻片推片制样品, 一分钟即可在载物玻片上形成一粉尘薄膜, 然后可用显微镜观测。其观测方法如下:

### 1. 显微镜放大倍数的选择

一般选用物镜放大倍数为40倍, 目镜放大倍数为 $10\sim15$ 倍, 总放大倍数为 $400\sim600$ 倍。有时可用更高些的放大倍数。

### 2. 目镜测微尺的标定

目镜测微尺是用以测量尘粒大小的尺度, 将它置于目镜的放大倍数筒中(图3-39),

它的每一分格所度量尺寸的大小与目镜和物镜的放大倍数有关，使用前应用标准尺（物镜测微尺）标定。

物镜测微尺是一标准尺度，如图3-40所示，一小刻度为 $10\mu\text{m}$ 。

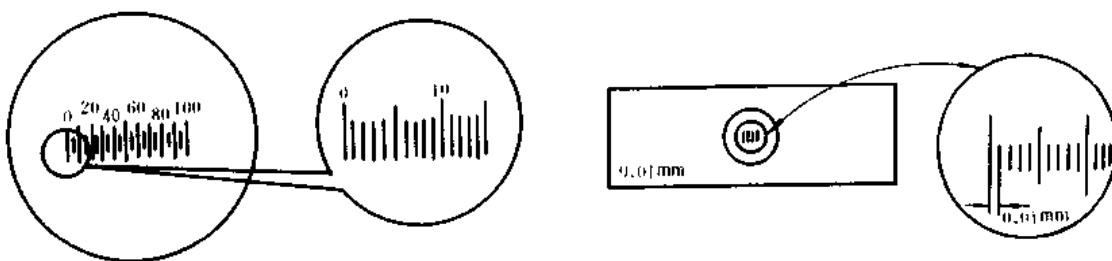


图3-39 目镜测微尺

图3-40 物镜测微尺

标定时，将物镜测微尺放在显微镜载物台上，用所选目镜并装好目镜测微尺，先用低倍数物镜，将物镜测微尺调到视野正中，再换成选用的物镜，调整好焦距（先将物镜调到低处，注意不使碰到测微尺，以防损坏镜头，然后目视目镜观察，慢慢向上调整，直至物像清晰）。然后调整载物台，使物镜测微尺的刻度和目镜测微尺的刻度一端相对齐（或某一刻度互相对齐），再找出另一相对齐的刻度，根据两者数值可算出目镜测微尺一个刻度尺寸。如图3-41所示，两测微尺的0点互相对齐，另一侧，目镜测微尺的32与物镜测微尺的14相对，即目镜测微尺每一个刻度的长度为

$$\frac{10 \times 14}{32} = 4.4\mu\text{m}$$

更换物镜或目镜时，要重新标定。

## 2. 测定：

将准备好的样品放于显微镜的载物台上，用选定的目镜和物镜，调整好焦距，然后用目镜测微尺度量尘粉，如图3-42。观测时样品的移动方向不变，量尘粒的定向粒径，按分散度的分级计算。测定时不应有选择，每一样品需测200粒以上，可用血球计数器分挡计数。

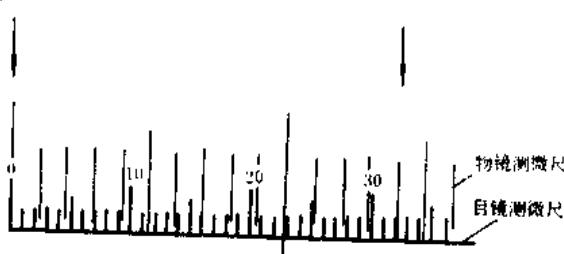


图3-41 目镜测微尺标定示意图

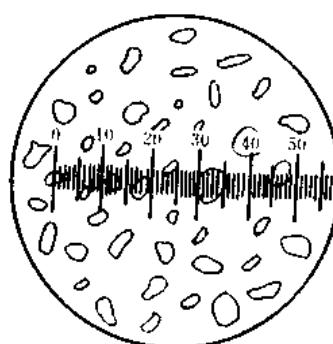


图3-42 分散度测定示意图

## 第四章 矿井火灾及其防治

### 第一节 概 述

矿井火灾是煤矿主要灾害之一。据统计全国统配和重点煤矿中，有自燃发火危险的矿井约占47%[69]。矿井火灾与煤尘瓦斯爆炸的发生常常是互为因果关系，相互扩大灾害的程度与范围，是酿成煤矿重大恶性事故的原因之一。为了防治矿井火灾，保证煤矿安全生产，还需要改善生产技术管理，充实防灭火组织机构，建立与健全防灭火基础装备，大力开展防灭火的科学的研究工作。

凡是发生在矿井地下或地面而威胁到井下安全生产，造成损失的非控制燃烧均称为矿井火灾。矿井火灾发生的原因虽是多种多样，但引起火灾的基本要素归纳起来有以下三点：

(1) 热源 具有一定温度和足够热量的热源才能引起火灾。在矿井里煤的自燃、瓦斯煤尘爆炸、放炮作业、机械摩擦、电流短路、吸烟、烧焊以及其它明火等都可能是引火的热源。

(2) 可燃物 在煤矿矿井里，煤本身就是一个大量而且普遍存在的可燃物。另外，坑木、各类机电设备、各种油料、炸药等都具有可燃性。可燃物的存在是火灾发生的基础。

(3) 空气 燃烧就是剧烈的氧化。任何可燃物尽管有热源点燃，但是缺乏足够的氧气，燃烧是不能持续的，所以空气的供给是维持燃烧不可缺少的条件。据实验证明，在氧浓度为3%的空气环境里燃烧不能维持；空气中的氧浓度在12%以下，瓦斯失去爆炸性；而在14%以下，蜡烛就要熄灭。因此，这里所说的空气是指含有足量氧气的矿井空气，而不是贫氧的空气。

以上火灾发生的三要素必须是同时存在，相互配合，缺一不可。如果说我们把火灾的发生比作一个整体的圆环，则三要素就是组成“火的圆环”的三个部分，如图4-1所示。斩去任何一段将不成其为“圆环”。矿井火灾的防治与扑灭都应从这三个方面来考虑。

根据引火的热源不同，通常将矿井火灾分成两大类：

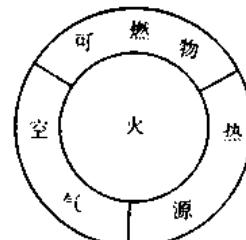


图4-1 发火三要素示意图

#### 1. 外源火灾（或称外因火灾）

外源火灾是指由于外来热源如明火、放炮、瓦斯煤尘爆炸机电设备运转不良、机械摩擦、电流短路等原因造成的火灾。外源火灾可以发生在矿井的任何地点，但多发生在井口楼、井筒、机电峒室、火药库以及安有机电设备的巷道或工作面内。

#### 2. 自然火灾（或称内因火灾）

在煤矿里自然火灾主要是指煤炭，在一定的条件和环境下（如煤柱破裂浮煤集中堆积又有一定的风流供给）自身发生物理化学变化（吸氧、氧化、发热）聚积热量导致着火而

形成的火灾。自燃火灾大多发生在采空区、遗留的煤柱、破裂的煤壁、煤巷的高冒以及浮煤堆积的地点。

外源火灾的特点是：突然发生，来势凶猛，如果不能及时发现，往往可能酿成恶性的事故。据统计，国内外有记载的每次牺牲数十甚至上百人的煤矿重大恶性火灾事故90%属于外因火灾[70]。但外源火灾的燃烧往往是在表面，如果发现的及时，还是容易扑救的。

自然火灾的特点是：它的发生有一个或长或短的过程，而且有预兆，易于早期发现。但火源隐蔽，往往发生在人们难以或不能进入的采空区或煤柱内，要想找到真正的火源确非易事。因此不能及时扑灭，以致有的自然火灾可以持续数月、数年、数十年而不灭。燃烧的范围逐渐蔓延扩大，烧毁大量煤炭资源，冻结大量开拓煤量。据统计1981年由于发火而冻结的煤量近3000万吨[69]。

为了分析发火的原因，研究发火的规律和进行调查统计工作方便起见，也可根据火灾发生的地点、燃烧物及其性质不同而进行分类。如由于发火地点不同而分为：

井筒火灾、巷道火灾、采面火灾、煤柱火灾、采空区火灾、峒室火灾。

由于燃烧物不同可分为：

机电设备（皮带、电缆、变压器、开关、风筒等）火灾、火药燃烧火灾、油料火灾、坑木火灾、瓦斯燃烧火灾、煤炭自燃火灾等。

根据发火性质不同可分为：

原生火灾与次生（再生）火灾。次生火灾系指由原生火灾而引起的火灾。在原生火灾的发展过程中，含有可燃物的高温烟流，由于缺氧而未能完全燃烧。在排烟的道路上，一旦与风流汇合，很可能再次燃烧。特别是汇合点正处于干燥的木支架支护区，由于高温火烟的烧烤木材已经达到燃点，只是缺氧尚未燃烧，一旦有新风供给最易形成次生火源而扩大火灾范围。辽源局西安竖井就曾发生过次生火灾事故。

矿井火灾对人的危害主要是在发展期间产生大量的有毒有害气体。煤炭燃烧会产生一氧化碳、二氧化碳、二氧化硫、烟尘以及附着在烟尘之上的3~4苯并芘( $C_{20}H_{12}$ )。另外，坑木、橡胶、聚氯乙烯制品燃烧也会生成多量的一氧化碳、醇类、醛类以及其他复杂的有机化合物。这些有毒有害气体和物质随风扩散，有时可能波及相当大的区域甚至全矿，从而伤害井下人员。据国外统计，在矿井火灾事故中遇难的人员95%以上是烟雾中毒牺牲[70]，国内也有同样的结论。

## 第二节 自然火灾与煤炭自燃

矿井火灾中，自燃火灾约占70%，国外一些主要产煤国家，五十、六十年代公布的统计数字还高于此数，苏联为70~75%、波兰75~80%[71]。国内一些自燃发火严重的矿区如抚顺、鹤岗、窑街、义马、淮南、六枝等局统计均在80~90%以上[14]。因此自然火灾既是矿井防灭火工作中的治理重点，也是人们研究火灾的重要方向。

自然火灾的形成必须具备以下三个基本条件：

- (1) 具有低温氧化特性即自然倾向性的煤呈碎裂状态堆积存在；
- (2) 通风供氧维持煤的氧化过程不断地发展；

(3) 在煤的氧化过程中生成的热量大量蓄积，难以及时放散。

低温氧化特性是煤的一个自然属性。试验证明，低温氧化性能强的煤炭其自然倾向性较大。具有自燃倾向性的煤炭，只要存在着有利于煤炭氧化进程发展的时间和热量积蓄的条件与环境，自燃现象便会发生。所谓氧化与蓄热的条件和环境，系由矿井开拓、开采、通风等多个方面的失误因素所构成。在实际生产中经常可见，在同一矿井的同一煤层中，采用了不适当的开采方法、不合理的通风系统都可能使自燃倾向性不大的煤炭发生自燃。相反的也可以使强自燃倾向性的煤炭不发生自燃。

### 一、煤的自燃及其发展过程

煤为什么能够自燃？从十七世纪以来就有人想回答这一问题，不少学者对此问题都进行了不懈地努力和探索，提出的假说不下数十种，知名的有：黄铁矿作用学说、细菌作用学说、煤氧复合学说、酚基作用学说等。但是通过实践与实验有的被否定，有的还不能圆满地解释煤炭自燃中的所有现象。例如黄铁矿作用学说是试图解开煤炭自燃之谜的最早尝试，也曾经一度得到人们的公认。然而后来发现许多完全不含黄铁矿的煤层也发生了自燃，所以生产实践否定了这一学说的可信性。为了考查细菌作用学说的可信性，有的学者曾将具有强自燃性的煤炭置于温度为100℃的真空环境里长达20小时，任何细菌都已死亡，然而煤的自燃倾向性并未减弱。目前比较为人们所认可的煤炭自燃学说是煤氧复合学说，煤炭具有吸附空气中氧的特性，包括表面吸附及化学吸附，在吸附过程中还伴随有煤与氧的化学反应，从而产生相当的热量导致自燃。有的学者通过实验证明，单纯的表面吸附产生的热效应虽然微不足道，但在化学吸附过程中，煤氧发生化学反应，生成的热量足以导致煤的自燃。酚基作用学说是把煤炭中的不饱和化合物酚基最易受到氧化而当作导致自燃的原因。其实这还是煤的氧化问题，所以有人把它当作煤氧复合学说的补充。由于煤并非一个均质体，品种多样，化学结构、物理性质、煤岩成份、赋存状态、地质条件均有很大差别。它的自然原因与过程是一个相当复杂的问题。历史上各国学者关于这一问题的研究，提出众多的解释是可以理解的。否定了的，虽然不能作为解释煤炭自然的完美学说，但在某一地区，对于某一类别的煤炭却可能是形成自燃火灾的特殊因素，黄铁矿作用学说解释高硫煤的自燃就是一例。抓住这一特殊因素对于作好自燃火灾的防治也是具有指导意义的。

煤的自燃过程一般可分为三个阶段（图4-2）：

- (1) 准备期又称潜伏期；
- (2) 自热期；
- (3) 燃烧期。

具有自燃倾向性的煤炭当其与空气接触时，吸附空气中的氧( $O_2$ )而生成不稳定的氧化物羟基(OH)与羧基(COOH)。开始阶段既观测不到煤体温度的变化，也看不到其周围环境温度的上升。煤的氧化进程平稳

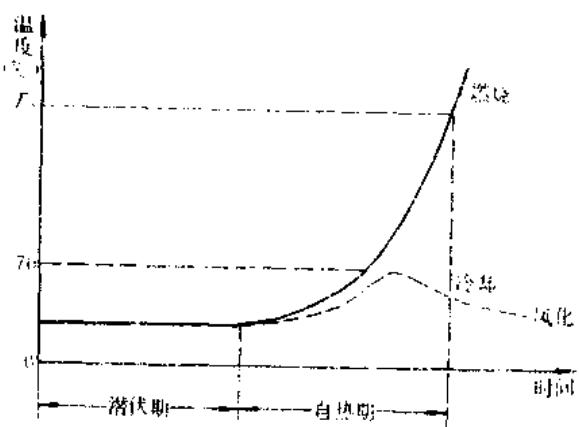


图4-2

而缓慢，但是煤的重量略有增加，着火点温度降低，化学活性增强，这个阶段通常称之为煤的自然准备期，又称潜伏期。经过潜伏期之后，煤的氧化速度增加，不稳定的氧化物分解成水( $H_2O$ )、二氧化碳( $CO_2$ )、一氧化碳( $CO$ )。氧化产生的热量使煤温继续升高，超过自热的临界温度(60~80℃)煤温上升急剧加速，氧化进程加快，开始出现煤的干馏，生成芳香族的碳氢化合物( $C_xH_y$ )、氢( $H_2$ )、一氧化碳( $CO$ )等可燃性气体，这就是煤的自热期。自热期的发展有可能使煤温上升到着火点温度( $T_f$ )而导致自燃。煤的着火点温度由于煤种不同而变化，无烟煤为400℃，烟煤320~380℃，褐煤270~350℃。如果煤温根本不能上升到临界温度(60~80℃)或上升到这一温度但由于外界条件的变化，很快地降了下来，这样便进入风化状态，如图4-2中虚线所示。自燃倾向性较弱的煤炭在氧化进程中常常会出现风化现象，风化了的煤一般是不会发生自燃。进入烧燃阶段常常会出现一般的煤炭燃烧现象，如产生烟雾，生成 $CO$ 、 $CO_2$ 、各种可燃气体以及出现明火等。

从煤的自然发展过程可见：煤的自然实质上就是自身氧化加速的过程，其氧化速度之快，以致产生的热量来不及向外界放散，而导致了自燃。

煤的氧化过程既可以在常温下发生，也可以在高温下进行，伴随氧化过程的发展其周围空气中的氧含量必然降低。

煤的氧化进程可以人为的使之减速或加速，参入碱类化学物质可以加速；参入氯化物可以抑制煤的氧化进程。

## 二、煤的自燃倾向性及其鉴定分类

据研究，煤的自燃倾向性主要取决于：

### 1. 煤的变质程度

各种煤都有发生自燃的可能，但是在褐煤矿井，煤化程度低的一些煤层自然发火次数要多得多。烟煤矿井以开采煤化程度最低的长焰煤和气煤自燃的危险性较大，贫煤就较小。在煤化程度高的无烟煤矿井自然火灾较为少见。所以可以认为：煤化程度愈高的煤自燃倾向性愈小。但是决不能以煤的煤化程度作为判定自燃倾向性大小的唯一标志。因为生产实践中人们发现，煤化程度相同的煤有的具有自燃特性，有的就不自燃。

### 2. 煤的水份

煤的含水量是影响其氧化进程的重要因素，在煤的自热阶段，由于水份的生成与蒸发必然要消耗相当的热量。煤体中外在水份没有全部蒸发之前温度很难上升到100℃，这就是水份含量大的煤炭难以自燃的原因。但是有的学者认为：水份能够将充填于煤体微孔中的氮( $N_2$ )与二氧化碳( $CO_2$ )驱赶排出，当干燥以后对其吸附性能起活化作用。水份的催化作用随着煤温的增高而增大。所以地面煤堆在雨雪之后易发生自燃；井下灌水灭火，疏干之后自燃现象更为强烈。另外，对于含有黄铁矿的煤层，水份是促使黄铁矿分解不可缺少的条件。从这些方面看来，水份又有利干煤炭自热的发生。

最后我们认为：一定含量的水份有利于煤的自燃，而湿度过大，则会抑制煤的自燃。

### 3. 煤岩成份

在组成煤炭的四种煤岩成份中，暗煤硬度也最大，占比重最大，难以自燃。镜煤与亮煤脆性大、易破裂，而且在其次生的裂隙中常常充填有黄铁矿，开采中易碎裂为微细的颗粒。细微状的煤粒或黄铁矿都有较高的自燃性，因为它的氧化接触面积大，着火温度低。

丝煤结构松散，着火点温度低，仅为 $190\sim270^{\circ}\text{C}$ ，正是由于它的微孔松散结构决定了它的吸氧性能特强。英国学者[70]试验证明，在常温条件下， $15^{\circ}\text{C}$ 时丝煤吸附氧的数量较其它煤种要多 $1.5\sim2.0$ 倍； $50^{\circ}\text{C}$ 时为5倍； $100^{\circ}\text{C}$ 时反而下降，仅为7%。人们的结论是：在常温条件下，丝煤是自热的中心，起着引火物的作用；镜煤与亮煤脆性大，灰份少最有利于自燃的发展。

#### 4. 煤的含硫量

我国许多高硫矿区如贵州的六枝，四川的芙蓉和中梁山，江西的萍乡、英岗峯，湖南的杨梅山，宁夏的石炭井均属自燃发火比较严重的矿区。硫在煤中有三种存在形式：硫化铁即黄铁矿( $\text{FeS}_2$ )、有机硫以及硫酸盐。对煤的自燃起主导作用的是硫化铁，它的比热小，它与煤吸附相同的氧量而温度的增值比煤大三倍，黄铁矿的分解产物氧化铁( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )比煤的吸氧性更强，能将吸附的氧( $\text{O}_2$ )转让给煤粒使之发生自燃，所以虽然不能象黄铁矿作用学说那样解释：是煤炭自燃的发生根源，但它对煤的自燃过程起加速的作用则是无疑的。

#### 5. 煤的粒度

完整的煤体一般不会发生自燃，一旦受压破裂，呈破碎状态存在，其自燃性能将显著提高。这是因为破碎的煤炭不仅与氧气接触的表面积增大，而且着火温度明显降低。根据波兰的试验，当烟煤粒度直径为 $1.5\sim2\text{ mm}$ 时，其着火点温度大多在 $330\sim360^{\circ}\text{C}$ ；粒度直径小于 $1\text{ mm}$ 以下时，着火温度可能低到 $190\sim220^{\circ}\text{C}$ 。因此，在矿井里最易发生自燃火源的地方都是碎煤与煤粉集中堆积的地点，如采空区的四周边缘地带，特别是工作面运煤巷链板运输机尾煤粉堆集的地方，受压破裂的煤柱和垮塌的煤壁，充满煤粉与碎煤的煤壁裂隙以及煤巷局部冒高，在棚梁上形成浮煤堆积的地方。

总之，决定煤的自燃倾向性的因素还有许多，如煤的瓦斯含量，煤、油共生煤层的含油量，煤的孔隙度、导热性等，这些因素尚待进一步研究。

煤的自然倾向性鉴定对于掌握其自燃的发生规律，有针对性的采取措施和保证矿井安全生产具有重要的意义。因此《规程》要求所有煤层均应进行自然倾向性鉴定。到目前为止，确定煤炭自然倾向性的方法，大多数是建立在测定煤的氧化性能的基础上。我国规定采用的煤的自然倾向性鉴定方法是着火温度降低值法。该法的实质就是确定煤炭氧化后的着火温度降低值。试验证明，无论是经空气氧化或化学氧化剂（硝酸、双氧水）处理后，煤的着火温度都会有所降低，而且当其自然倾向性愈强，着火温度降低值( $\Delta T$ )愈大。关于煤的自然倾向性鉴定方法在《说明》中有明确规定，本书不再赘述。

煤的自然倾向性等级分类如表4-1[4]：

#### 三、煤层自然危险程度及其自然发火期

煤炭自然倾向性是煤的一种自然属性，它取决于煤在常温下的氧化能力，是煤层发生自燃的基本条件。然而在现实生产中经常可见一个矿井或煤层自然发火危险程度和情况并不完全取决于煤的自然倾向性，还有煤层的地质赋存条件，开拓、开采和通风条件都有一定影响。

##### 1. 煤层地质赋存条件

据统计，80%的自然火灾是发生在厚煤层开采中。国内，鹤岗矿区统计，86.6%的自然火灾发生在 $5\text{ m}$ 以上的厚煤层中[14]。国外，联邦德国鲁尔矿区80%的产量来自薄及中

表4-1

煤的自然倾向性分类表

煤样名称	煤的自然倾向等级					煤的化学成分			
	着火温度	$\Delta T$ (°C)				V <sup>r</sup>	C <sup>r</sup>	O <sup>r</sup>	W <sup>f</sup>
		I	II	III	IV				
褐煤、长焰煤	<305	>20	>12	—	—	>42	<80	>12	>5
长焰煤、气煤	305~345	>40	40~25	25~12	<12	40~45	75~81	8~12	2~5
气煤、肥煤、炼焦煤	345~385	>50	50~35	35~20	<20	22~40	81~88	5~10	<3
贫煤、瘦煤	380~410		>40	40~25	<25	10~22	87~92	<6	<3
无烟煤	>400		>45	45~25	<25	<10	>89	<4	—

V<sup>r</sup>—可燃基(无水无灰基)挥发分%;O<sup>r</sup>—可燃基O<sub>2</sub>含量;C<sup>r</sup>—可燃基C含量;W<sup>f</sup>—分析煤样水分;

厚煤层(2 m以下)，但2 m以上厚度的煤层自然发火次数占总数的一半[70]。苏联库兹涅茨矿区三分之二以上的自然火灾发生在5 m以上的厚煤层[70]。厚煤层容易发火的原因：一是难以全部采出，遗留大量浮煤与残柱；二是采区回采时间过长，大大超过了煤层的自然发火期。

开滦赵各庄煤矿东西两翼煤层倾角东缓西陡，火区大都发生在西翼。徐州大黄山煤矿南北两翼煤层倾角南陡北缓，南翼局部倒转，自然发火次数南翼为北翼的一倍以上。苏联库兹涅茨矿区75%的自然火灾发生在45~90°倾角的煤层中，鲁尔矿区81.5%的自然火灾发生在36~90°倾角的煤层[70]。

综上所述，我们认为：所有厚煤层都应按自然发火危险煤层处理，急倾斜煤层尤应如此。

地质构造包括断层、褶曲、破碎带、岩浆入侵地区自然发火频繁。这是由于煤层受张拉、挤压、裂隙大量发生，煤体破碎吸氧条件好、氧化性能高所造成。四川芙蓉煤矿统计，巷道自燃火灾发生在断层附近者占52%。

煤层顶板坚硬，煤柱最易受压碎裂。另外，坚硬顶板的采空区难以冒落充填密实，冒落后有时还会形成与相邻现采区，甚至地面连通的裂隙，漏风无法杜绝。这就为自然发火提供了充分的条件，大同矿区的自然发火就具有这方面的特征。

## 2. 开拓开采条件

石门、岩巷开拓少切割煤层，少留煤柱，自然发火的危险性小。厚煤层开采岩巷进入采区，便于打钻注浆，有利于实现预防性或灭火灌浆。

采煤方法对自然发火的影响主要表现在煤炭回收率的高低，回采时间的长短上。丢煤愈多的采煤方法愈易引起自然发火，落垛式的旧采煤法自不待言，长壁式采煤法留煤皮假顶，留刀柱支撑顶板，以及回采率较低的水力采煤，均不利于防止自然火灾的发生。一个采区或工作面回采速度慢，拖的时间长，大大超过了煤层自然发火期，很难控制自然火灾的发生。

甘肃省窑街煤矿开采“特厚、易燃”的煤层，主采层平均厚22 m，最厚达98.17 m，

自然发火期3~6个月，最短二十八天。矿区井田范围内自明朝就有古窑开采，小窑星罗棋布，老空区纵横重叠，自然火灾频频发生，人称“空大、火多”的矿井。为了扭转被动的生产局面，从62年开始将集中运巷由煤层改到底板岩层，甩掉了回收率极低的高落式和煤皮假顶倾斜分层开采法，采用倾斜分层金属网假顶、黄泥灌浆、不留煤柱、老空复采的“五结合”采煤法，发火率由1.65次/万吨降至0.052次/万吨，基本上控制住了自然发火，使生产转入了主动。

### 3. 通风条件

通风因素的影响主要表现在采空区、煤柱和煤壁裂隙漏风。漏风就是向这些地点供氧，促进煤的氧化自燃。采空区面积大，尽管漏风量相当可观，但风速有限，散热作用低，所以在浮煤大量堆积的地点：两巷（工作面进风巷和回风巷）两线（工作面开切眼和停采线）和工作面遇断层、变薄带跳面的地方最易发生自燃。据徐州局大黄山煤矿的统计，在倾斜煤层地区自然发火地点位于工作面采空区的占75%。通过煤柱和煤壁裂缝漏风量愈大愈易发生煤的自燃。因为透过裂隙区的漏风其冷却作用是十分有限的。在煤块与粉煤混杂堆积的地方，如果供氧条件充分最易发生自燃。漏风的决定因素：一是漏风风路的风阻；二是漏风风路两端的压差。消除漏风：一方面要从严密堵塞通道入手；另方面，则是降低压差。最近几年，在老矿挖潜改造中为了适应生产的发展，一些矿井更换了主扇，采用高负压大风量的主扇风机。但是由于对通风系统的改造注意不够，二者不相匹配，以致矿井风量增长有限，但负压却急剧上升，有的高达 $3.9\sim4.9\text{ kPa}$ 。其后果则是通风管理困难，漏风严重，自然发火的局势恶化。

综上所述，决定矿井或煤层自然发火危险程度：一是煤的自然倾向性，二是地质采矿技术因素。这样，我们对于现实生产中遇到的煤层自然发火和实验室作出的自然倾向性鉴定并不完全一致的问题就不感到难以理解了。一个弱自燃倾向性的煤层，从它的鉴定等级上看，仅仅属于“可能自燃的”一类，对形成自然发火的内部条件显然不够充裕。但是正如上面所列举的许多不利的地质赋存条件，不合理的采矿技术因素汇集在一起也会造成相当严重的自然发火形势。因此，可以认为，煤的自然倾向性和煤层的自然发火危险性是两个既有关联，又不相同的概念。所谓有关联是指煤的自然倾向性强弱影响着煤层自然发火的危险程度；而不相同，则是指自然倾向性强的煤在开采时不一定就必然发生自燃火灾。

国外一些煤炭工业发达的国家在区分煤层自燃危险程度时，以实验室的自然倾向性指标作为基数。然后，再根据不同的地质赋存条件，开拓、开采、通风条件分类评分[71]，有利于自然发火的列为正分，不利于自然发火的列为负分。最后，将基数与各项条件的评分加在一起，依其总和来判定矿井或煤层的自然发火危险程度。这样就把实验室的工作成果与实践相结合，从而获得一个评价煤层自然发火危险程度的指标。这个指标对于指导生产很有实用价值，但是目前在我国还没有进行这项工作。

煤层自然发火期是自然发火危险程度在时间上的量度，发火期愈短的煤层自然发火危险程度愈大。从理论上讲，煤层自然发火期是指在开采过程中暴露的煤炭，从接触空气到发生自燃的一段时间。它的长短不仅取决于煤的自然倾向性，而且还与煤层的自然危险程度、煤炭氧化生热与聚热的条件有关。《说明》中，对于煤层自然发火期的确定方法是这样规定的：

1. 煤层中出现下列情况之一者，该煤层定为自然发火煤层：

- (1) 煤炭自燃引起明火；
- (2) 煤炭自燃产生的烟雾；
- (3) 煤炭自燃产生的煤油味；
- (4) 采空区测取的一氧化碳浓度超过矿井实际统计的临界指标。

2. 巷道中煤层自然发火期以自然发火地点在揭露煤之日起至发生自然发火时为止的时间计算，一般以月为单位。

3. 回采工作面中煤层自然发火期应以工作面开切眼开工之日起至发生自然发火时为止的时间计算，一般以月为单位。

4. 每一煤层的所有回采工作面和巷道，都应进行自然发火期的统计，确定煤层最短发火期。

统计确定煤层最短自然发火期，对矿井开拓开采以及生产管理都有重要意义。对于自然发火期较短的矿井一般不应采用煤巷开拓，采煤法要保证最大的回采速度和最高的回收率，采空区要在最短的时间里予以封闭。应该指出的是，一个煤层的自然发火期长短并非固定不变，因为正如前面所说的，它是煤层自然发火危险程度在时间上的量度，而煤层自然发火危险程度既取决于促使煤炭自燃的内在因素——自燃倾向性的强弱，又在很大程度上受煤层外在因素的制约，包括地质、开拓、开采以及通风等技术条件的影响。在现实生产中，我们的不少矿井在投产初期发火十分严重，煤层的自然发火期相当短，从几十天到几个月。而后来由于地质条件的变化，开采技术条件的改进，煤层的自然发火期也延长了，徐州局的权台和大黄山煤矿，重庆的中梁山煤矿都是如此。另外，如果矿井采取注水、灌浆、喷洒阻化剂等专门的预防性措施，也可以使煤层的自然发火期适当延长。

#### 四、煤的自燃征兆及其早期发现

##### 1. 煤炭自热期的初期阶段

煤炭自燃过程的准备期结束之后便进入了自热期的初期阶段。在此阶段的征兆有：

- (1) 煤温有所升高但在临界温度60~80℃以下；
- (2) 空气中的氧浓度降低；
- (3) 空气中的相对湿度增大；
- (4) 出现CO<sub>2</sub>，CO气体。

但是在井下通风良好的地区，上述诸种征兆极难凭直观感觉发现。比较可靠的是在井下采取气样进行成分分析，以判断煤炭自燃是否发生。最早在英国由格拉汉姆(Graham J.J.)提出三个火灾系数以判定自燃火灾的发生。

$$R_1 = 100 \frac{+\Delta CO_2}{-\Delta O_2} (\%) \quad (4-1)$$

$$R_2 = 100 \frac{+\Delta CO}{-\Delta O_2} (\%) \quad (4-2)$$

$$R_3 = 100 \frac{+\Delta CO}{+\Delta CO_2} (\%) \quad (4-3)$$

式中 +ΔCO<sub>2</sub>， +ΔCO， -ΔO<sub>2</sub> 分别代表气样分析时二氧化碳，一氧化碳的增值和氧

浓度的减值。

从以上的公式中可以看出三个火灾系数的含意，第一和第二火灾系数( $R_1$ ,  $R_2$ )表示在矿井里，在有可能发生煤的自燃的采区或工作面的回风流中二氧化碳、一氧化碳的增值与氧浓度减值之间的百分比。第三火灾系数( $R_3$ )是一氧化碳与二氧化碳增值的百分比。

各个国家结合各自矿区的不同条件，经过长期观测统计确定的火灾系数临界值不尽相同。英国报导：当 $R_1 = 30 \sim 40$ 时，采区无自然现象； $R_1 > 60$ ,  $R_2 > 50$ 时，自燃可能开始。德国报导：当 $R_2 > 25$ 时，自热可能开始， $R_3 > 60$ 时，由自燃而出现明火[70]。苏联强调了取样分析的连续性和观测系数的变化趋势，如果超出正常情况，则应加强观测以判定自燃火灾是否发生[70]。但是日后的实践证明，观测地点风量变化的影响相当严重，有二氧化碳涌出的矿井不宜采用此指标，另外，爆破作业，炮烟也会带来干扰。

后来，国内外的科学工作者都提出了以观测回采工作面一氧化碳绝对发生量的方法来确定煤的自燃，早期预报自燃火灾的发生[71、72]。

自然发火系数的计算：

$$H = CO \cdot Q / 100 \quad (4-4)$$

式中  $CO$  —— 工作面回风观测站气样中的一氧化碳浓度(%)；

$Q$  —— 观测站的风量， $m^3/min$ 。

显然 $H$ 值就是单位时间内(每分钟)一氧化碳(CO)发生的绝对量( $m^3$ )。平庄局古山矿井下十二个生产工作面长期、系统地观测，通过分析与井下实际情况对照，确定了自然发火系数的两个临界值：

$H < 0.0049 m^3/min$  无自燃现象

$H \geq 0.0059 m^3/min$  自然发火预报值

当 $0.0049 < H < 0.0059$ 加强观测。

实际应用效果显著，预报准确率较高，方法简便，不受风量变化的干扰。但是对每一个自然发火的矿井都要有长期、大量的观测统计数据，定出符合本矿实际情况的自然发火临界值，才能进行预报。

目前，国内外研制成功的束管法连续监测井下自然发火技术也是早期预报火灾的一项有效方法。方法是建立在对自然发火区域连续采取气样分析其成分变化以判定煤炭自燃是否发生。束管监测的基本部件是束管及其附件(连接器、粉尘过滤器、水分扑集器、火焰扑集器)、抽气泵、气样选取器、分析仪器以及图表、数字显示，声光报警系统。图4-3是束管监测系统的示意图。束管是由19根内径为4.3mm或7根内径为6.4mm的聚乙烯塑料管外裹聚氯乙烯套管组成，其状如同多芯电缆。每根小管布置在井下一个测点。利用抽气泵将测点的空气抽到井上，经气样选取器依次将不同测点的气样送往气体分析仪进行分析。国外配套使用的是联邦德国玛依哈克公司制造的乌诺尔I或II型红外线一氧化碳分析仪。国内平庄局古山矿、枣庄局柴里矿、兖州局兴隆庄矿等试用束管法监测自然发火均已成功，配套使用的都是国产仪表。古山矿化验用GZH-1型一氧化碳分析器，柴里矿化验自然发火指标气体烯烃用SP501型气相谱色仪，兴隆庄矿检验CO使用红外分析仪。

这种系统的优点是采样及时，连续监测，分析数据可靠；根据一氧化碳浓度的变化趋向判断预报准确；当井下发生事故，断电撤人以后也能保持正常的监测工作。实际束管监

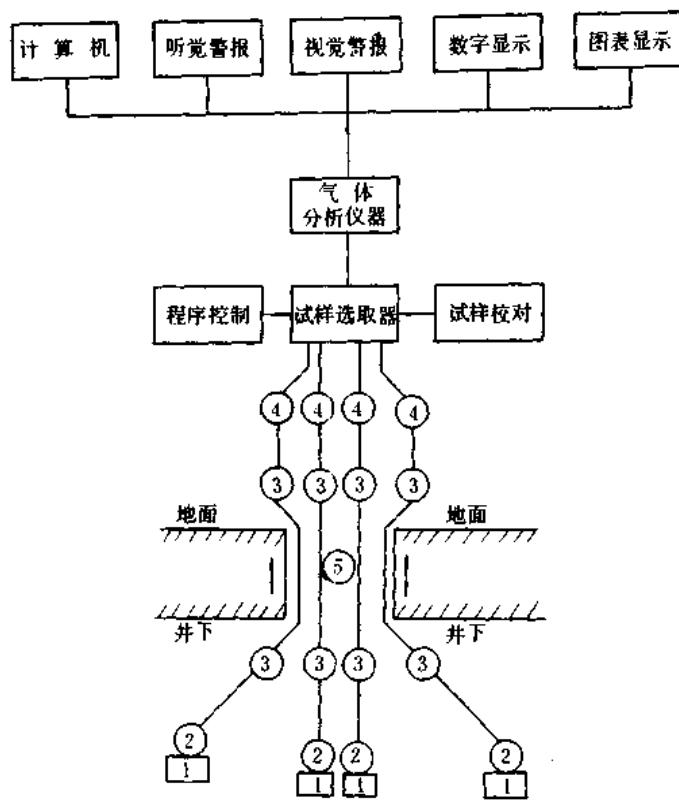


图 4-3 束管监测系统示意图

1—取样点；2—粉尘过滤器；3—水份捕集器；4—抽气泵；5—束管

测技术不仅用于自然发火的早期预报，而且是监测其它井下空气变化的一项新技术。

## 2. 煤炭自热期的后期阶段

煤炭自热超过临界值(60~80℃)但是尚未达到着火温度出现明火的期间，我们称之为自热期后期阶段。在此阶段内，煤温可升高到100℃以上，火源点附近煤炭水分蒸发，开始了干馏现象，生成多种碳氢化合物，出现的征兆有：

- (1) 火源点附近的空气湿度增大，出现雾气，煤壁挂水珠，类似“出汗”现象。
- (2) 出现煤炭氧化和干馏的产物，如一氧化碳(CO)、二氧化碳(CO<sub>2</sub>)、甲烷(CH<sub>4</sub>)、乙烷(C<sub>2</sub>H<sub>6</sub>)、乙烯(C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>)、丙烯(C<sub>3</sub>H<sub>6</sub>)、乙炔(C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>)以及苯(C<sub>6</sub>H<sub>6</sub>)、萘(C<sub>10</sub>H<sub>8</sub>)等；
- (3) 煤温、水温、空气的温度都可能升高；
- (4) 出水酸度增大。

芳香族的碳氢化合物气味(煤油味)是井下自然发火最可靠的征兆。这种气味在距火源一定距离之外更为显著，因为芳香族气体在冷却之后才会发生浓郁的香味。

在日本采用检知管检定乙烯(C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>)作为早期预报自燃的指标。

在煤炭自热的后期阶段由于氧化、干馏的作用产生多种有毒有害气体使井下工人有头疼、疲倦等不舒适的感觉，有人提出可以作为判定自燃的根据。其实人的直观感觉带有很大的主观随意性，并与人的健康和精神状态有关，因此仅能作判定自燃的参考。

在这个阶段采用测温的方法也可以较早地预报自燃火灾的发生。传统的测温工具是水银温度计，测定煤壁温度时将温度计置入一定深度的钻孔可以获得较为真实的读数。随着测温技术的发展，国内外研制成功的有各种热电阻、热电偶以及半导体热敏电阻测温仪。这类测温仪的特点是可以远距离地测定温度，从而掌握密闭区，采空区内部的自然发火情况。另外，近年来还研制成一种红外线辐射测温仪，国产品称为火源探测仪，它是一种非接触型的测温仪，能够测量一定距离的煤壁或其他物体表面的温度，对检测煤壁裂隙和巷道高冒地点的自然火源极为方便，能够准确地预报自热点的位置。美国生产的红外热成像仪能将放热物体辐射出的红外能转化为可见光，在目镜中显示出红色的图像，拍成照片，以便了解火灾的情况。它的测温距离可达75m，曾经多次成功地检测出煤壁、煤柱、浮煤堆的自热火源以及电缆短路引起的过热。

### 第三节 预防自燃火灾

“预防为主”是我们在开采煤炭过程中同各种自然灾害作斗争的指导方针，也是防治自燃火灾必须遵循的原则。贯彻“预防为主”就要充分利用先进科学技术成就，针对自燃火灾发生的三个基本条件，提出和制订防火技术措施，以控制自燃火灾的发生和提高矿井的抗灾能力，防火措施要渗透在煤矿生产的每一个环节。

#### 一、开采技术措施

生产实践表明，合理的开拓系统与开采方法对于防止自燃火灾的发生起着决定性的作用。国内不少矿区如甘肃的窑街、辽宁的阜新、黑龙江的鹤岗、江苏的徐州均有一些自然发火相当严重的矿井通过改革不合理的开拓系统与采煤方法迅速扭转了火灾频频发生的被动局面。对于自然发火严重的矿井，从防止自燃火灾角度出发，对开拓、开采的要求是：最小的煤层暴露面、最大的煤炭回采率、最快的回采速度、易于隔绝的采空区，满足上述要求的措施有：

##### 1. 采用岩石集中巷和岩石上山

在自燃危险程度较大的厚煤层或煤层群开采中，集中运巷和回风巷、采区上山服务的时间都比较长久，一般在数年或十多年。如果布置在煤层里，一是要留下大量的护巷煤柱，二是煤层受到严重的切割。其后果是增大了煤层与空气接触的暴露面积，煤柱容易受压碎裂，自然发火机率必定增加。因此，为了防止自燃火灾，应尽可能采用集中岩巷和岩石上山。甘肃的窑街、山东枣庄的柴里煤矿开采厚煤层都是采取了形式基本相同的岩石上山和集中运巷、回风巷而摆脱了自然发火的被动局面，不过在煤厚不是很大（6m以下）采取预防措施，可以控制自然发火的煤层，过多采用岩巷的作法也是值得商榷的。

##### 2. 区段巷道采用重叠布置

近水平或缓斜厚煤层分层开采，区段巷道的布置过去有内错或外错两种基本形式。这两种布置方法对防止采区自然发火都带来一些不利的条件。而各分层平巷沿铅垂线重迭布置（图4-4）可以减小煤柱尺寸或不留煤柱，巷道避开了支承压力的影响，容易维护。同时也消除了内错式布置造成的贮热氧化易燃隅角带（图4-5）和外错式布置形式的工作面顶板虚实交接压力大，顶炭破碎易自燃的缺点（图4-6）。

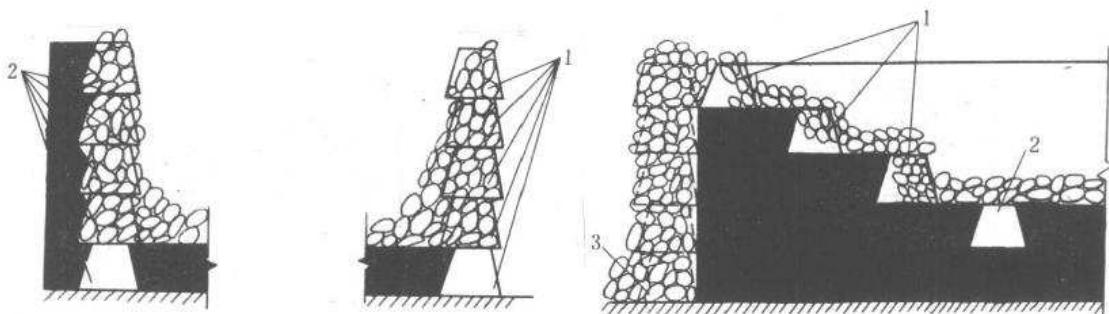


图 4-4 区段分层巷道垂直布置图

1—分层回风巷；2—分层运输巷

图 4-5 区段巷道内错布置图

1—易燃漏角带；2—分层运巷；3—下区段回风巷

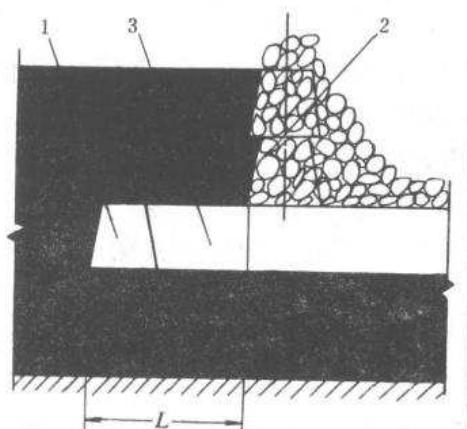


图 4-6 区段巷道外错布置图

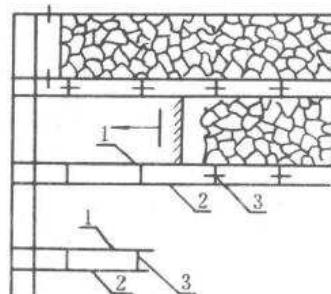
1—外错分层巷；2—虚实交接带；3—当三分层冒落  
后 L 区段的老采空区内全部冒落的煤炭，造成易燃带

图 4-7 上区段运巷与下区段回风巷同掘图

1—工作面运输巷；2—下区段工作面回风巷；  
3—联络巷

### 3. 区段巷道分采分掘布置

在倾斜易自燃煤层单一长壁工作面，一般情况下都是上区段运输巷和下区段回风巷同时掘进、两巷之间往往要开一些联络眼（图 4-7）。随着工作面的推进，这些联络眼被封闭并遗留在采空区内。煤柱经联络眼的切割，再加受采动影响，受压破坏，极易形成自燃的火源。在这种情况下联络眼也很难严密封闭，由于漏风引起上区段老空区自然发火极为常见。河南义马局一些矿井就有这方面的教训。分采分掘就是回采区段工作面的进、回风巷同时掘进，而在上下相邻区段的进、回风巷之间不再掘进联络眼（图 4-8）。义马局 1966 年采用分采分掘以后再也没有出现区段煤柱自然发火频繁的现象[74]。

在急斜易自燃煤层，为了防止自然发火对区段巷道布置也作了类似的改进。开滦赵各庄采取了区段工作面的运输巷道不再作为下区段回风，而在下区段另掘回风巷的方法，减少了上区段溜煤眼漏风并省去构筑封闭的工作（图 4-9）。

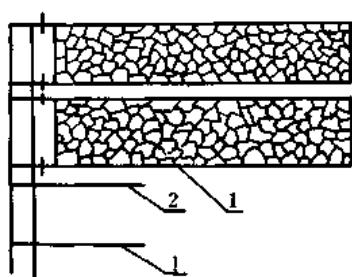


图 4-8 上下区段进回风巷分采分掘图  
1—工作面运输巷；2—下区段工作面回风巷

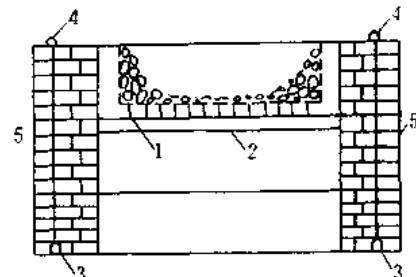


图 4-9 区段运输机巷随采随废重掘区段回风巷道图  
1—上区段的运输机巷；2—下区段的回风巷；  
3—阶段进风石门；4—阶段回风石门；5—上山眼

#### 4. 合理的采煤方法

长壁式采煤法巷道布置简单，回采率高，有较大的防火安全性，特别是综合机械化的工作面，回采速度快，生产集中单产高，在相同产量的条件下煤壁暴露的时间短，面积小，对于防止自然发火当然有利。大同矿务局自然发火比较严重的几个煤矿在七十年代后期大力推广综采以后，基本上消灭了工作面后部采空区的自然发火现象。

落垛式、仓贮式、巷道长壁等采煤法都是掘进巷道多、严重切割煤层、回采率低、遗留大量碎煤、漏风难以杜绝极易酿成自燃火灾的老采煤法。水力采煤法尽管是煤矿开采方面的一项新技术，但是在有的矿井，由于回采率低，通风问题没有解决，有时也会形成自然发火相当严重的被动局面。

在合理的采煤法中也应包括合理的管理顶板方法。顶板岩性松软、易冒落、碎胀比大，采用全部陷落法管理顶板，对开采易自燃的煤层是较好的，即使在采空区发生了自燃，由于充填密实，其发展和影响范围也是有限的。相反的如果顶板岩层坚硬，冒落块度大，采空区难以充填密实，漏风与浮煤堆积易造成自燃火灾。过去开采顶板坚硬厚煤层的传统管理顶板方法是水砂充填，国外更是如此。可是我国的实践证明，如果采用辅（金属）顶网并配合预防性灌浆也可以采用全部陷落的顶板管理方法。

#### 5. 推广无煤柱开采技术

无煤柱开采是六十年代开始，七十年代发展成熟的一项新技术，目前已经进入全面推广的阶段。无煤柱开采顾名思义就是在开采中取消了各种维护巷道，隔离采空区的煤柱。这种开采方法不仅已经获得了良好的经济技术效果，而且在预防煤柱自然发火方面，在不少矿区都已取得成效。鹤岗新一矿统计，区段煤柱发火占总发火次数的55.6%。可是自从75年以来，在试行无煤柱开采的地区安全回采五年多无发火事故[75]。枣庄柴里煤矿在开采自燃极为严重的厚煤层中也获得了无煤柱开采沿空掘巷有助于防治自燃的结论。无煤柱开采有助于防治自然发火的关键在于取消了煤柱，消除自然发火的根源。尤其是在近水平或缓倾斜厚煤层的开采中，当水平大巷，采区上（下）山，区段集中运输巷和回风巷布置在煤层底板岩石里，采用垮越回采，取消水平大巷煤柱，采区上（下）山煤柱，采用沿空掘巷或留巷，取消区段煤柱，采区区间煤柱；采用倾斜长壁仰斜推进，间隔跳采等措施，对

于抑制煤柱发火都起了十分重要的作用。推广无煤柱开采技术，取消区段煤柱，采区区间煤柱，大家担心的是相邻采空区遗留残柱浮煤的地方，停采线上由于漏风而可能发火的问题以及万一发生自燃火灾采区或区段之间无隔离带，而连成一片，难以封闭的问题。但是柴里煤矿的经验“对自然发火只要采取并坚持有效的综合防治手段，在‘防’字上狠下功夫”，无煤柱采空区的自然是不可以预防和消除的[76]。

### 7. 坚持正常的回采顺序

在58年前后投产的一些矿井，由于过份的强调多出煤，快出煤，以致在中央并列式通风，开采易燃的厚煤层矿井，主副井筒贯通不久，就在靠近工业广场煤柱边缘布置工作面出煤。随着回采的向前推进和扩展，大片采空区遗留在通风的高负压区段，很难严密封闭，以致自然发火频繁，生产十分被动。因此，在中央并列式通风开采易燃厚煤层的矿井最好采用由边界向内的开采顺序，即大巷掘到井田边界，盘区后退的回采方式。有的煤层群开采矿井单纯为了完成产量的要求，常常是先吃“肥肉”，后啃“骨头”，就是说违背正常的自上而下依次开采的顺序，先采厚煤层，后采薄及中厚煤层，以致形成抽底开采，严重地破坏上邻近煤层的完整性，为自然发火提供了条件。上山采区正常的回采顺序应该是先采上区段，后采下区段。下山采区应该恰恰相反。然而，由于采掘失调，生产工作面接替紧张，又想尽快出煤，以致常常出现反其道而行的现象，其结果是上下山巷道维护在采空区内，断面受压而缩小，通风阻力增大，采空区漏风严重，自然发火频频发生。

通过上面的讨论使我们认识到开采技术与自然发火的关系极为密切，调整这个关系需要在生产中无论是负责设计的、施工的、生产管理的都应有一个全局的观点，要为防止自燃火灾事故，制定必要的措施，以期达到防患于未然。

## 二、预防性灌浆

《规程》规定：“开采有自然发火的煤层，必须对采空区进行预防性灌浆……”。预防性灌浆是防止自然发火最有成效，应用最广泛的一项措施。所谓预防性灌浆就是将水、浆材按适当配比，制成一定浓度的浆液，借助输浆管路送往可能发生自燃的采空区以防止自然火灾的发生。预防性灌浆的作用一是隔氧二是散热。浆液流入采空区之后，固体物沉淀，充填于浮煤缝隙之间，形成断绝漏风的隔离带。有的还可能包裹浮煤隔绝它与空气的接触防止氧化。而浆水所到之处，增加煤的外在水分，抑制自热氧化过程的发展。同时，对已经自燃的煤炭有冷却散热的作用。

预防性灌浆的效果及其经济性，主要取决于浆材的选取、浆液的制备、输送和灌浆方法。下面分别予以阐述。

### 1. 浆材的选取

浆材必须满足下列要求：

- (1) 不含助燃和可燃材料；
- (2) 粒度直径不能大于2 mm，细小粒子（粒度小于1 mm）要占75%；
- (3) 主要物理性能指标：比重2.4~2.8；塑性指数<sup>\*</sup>9~14；胶体混合物25~30%；

<sup>\*</sup> 土壤的塑性是指其在外力的作用下改变自己的形状，但不产生裂缝和断裂，并且当外力停止作用后仍然保持所形成的形状。在一定湿度（%）的情况下，土壤从固态变成可塑状态，这一湿度称为塑性下限。塑性上限表示土壤从可塑状态变成流体状态的重量湿度。而塑性指数系指塑性上限的重量湿度与下限的重量湿度之差。

含砂量25~30%。

#### (4) 易脱水又要具有一定稳定性。

在煤矿里，传统的灌浆材料是含砂量不超过25~30%的地表黄土。但是大量使用黄土带来了破坏良田与民争地的问题，而且在我国西南一些矿区表土极薄，无土可取。近年来重庆煤研所和现场合作，在寻找灌浆代用材料方面作出了成绩。目前已经建立机械破碎系统试用成功的代用浆材计有：芙蓉矿区的飞仙关页岩，兗州矿区的煤矸石。此外，应用电厂飞灰即发电过程中从烟气中分离出来的粉煤灰作为灌浆材料，在开滦赵各庄矿、平顶山十一矿也已试用成功。这些浆材的试用成功不仅为解决灌浆缺材找到了好路子，而且也是一项废物利用，净化环境，一举多得的好措施。

#### 2. 浆液的制备与输送

由于采用的浆材不同，浆液的制备工艺也有所不同，如利用页岩、矸石则必须建立一套多级的机械破碎系统。只有破碎到一定程度的矸石或页岩（1 mm 以下的粒度占80%以上），才能够成浆并达到制浆所要求的物理性能指标。应用飞灰则要建立由电厂到灌浆站的专用运输系统和工具。灌浆站要建立储灰池。目前由于广泛使用的仍是黄泥灌浆，因此这里仅就黄泥灌浆的制备过程加以介绍。

泥浆的制备一般在地面进行，通常采用以下两种方式：

##### 1) 水力取土自然成浆

利用高压水枪（压头50~80m、流量85~266 m<sup>3</sup>/h）直接冲刷表土成浆，然后经输浆沟直接送往灌浆钻孔，这种制浆的方式设备简单，投资少，劳动强度低，效率高。在表土层较厚，灌浆点分散的矿井十分适用。缺点是土水比难以控制，不能保证泥浆质量，防火效果差。大同、徐州、淮南等地区的不少矿井都是采用这种方式（图4-10）。

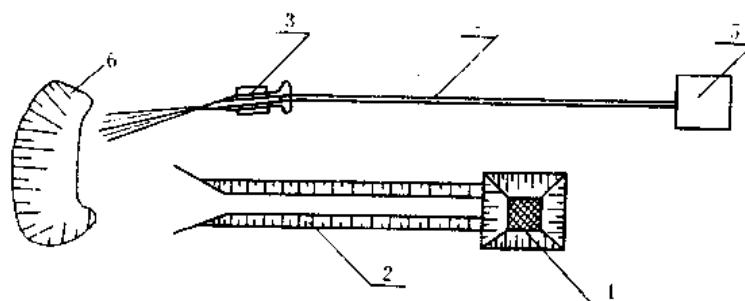


图4-10 水力取土自然成浆灌浆站

1—灌浆钻孔及篦子；2—输浆沟；3—水枪；4—输水管；5—水源泵站；6—取土场

##### 2) 人工或机械取土制浆

当矿井的灌浆量大，土源较远或者限于地形条件、灌浆地点等，则可采用人工或机械取土，建立集中的灌浆站，泥浆搅拌池制备泥浆（图4-11）。行走式泥浆搅拌池结构如图4-12所示。

这种集中灌浆系统，机械取土和制备泥浆效率高，产浆量大，土水比容易控制，泥浆浓度质量有保证。

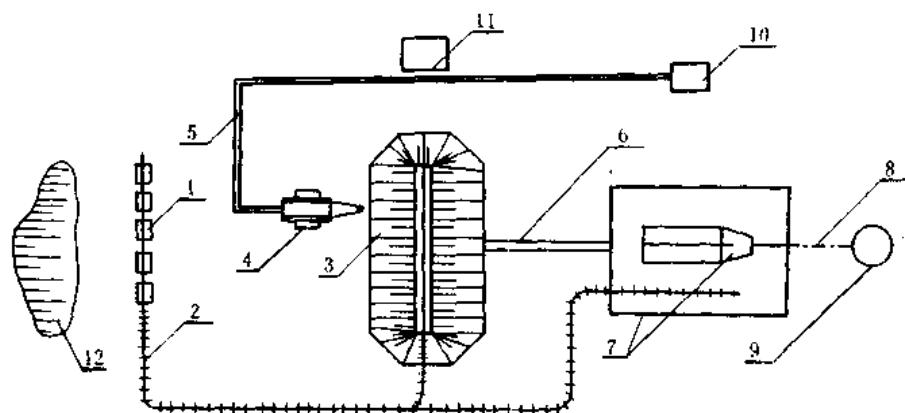


图4-11 人工或机械取土集中灌浆站

1—矿车；2—轻便轨道；3—储土场及栈桥；4—水枪；5—水管；6—自流输泥沟；  
7—泥浆搅拌池及厂房；8—自流输泥管；9—风井；10—水源泵房；11—较车房；12—取土场

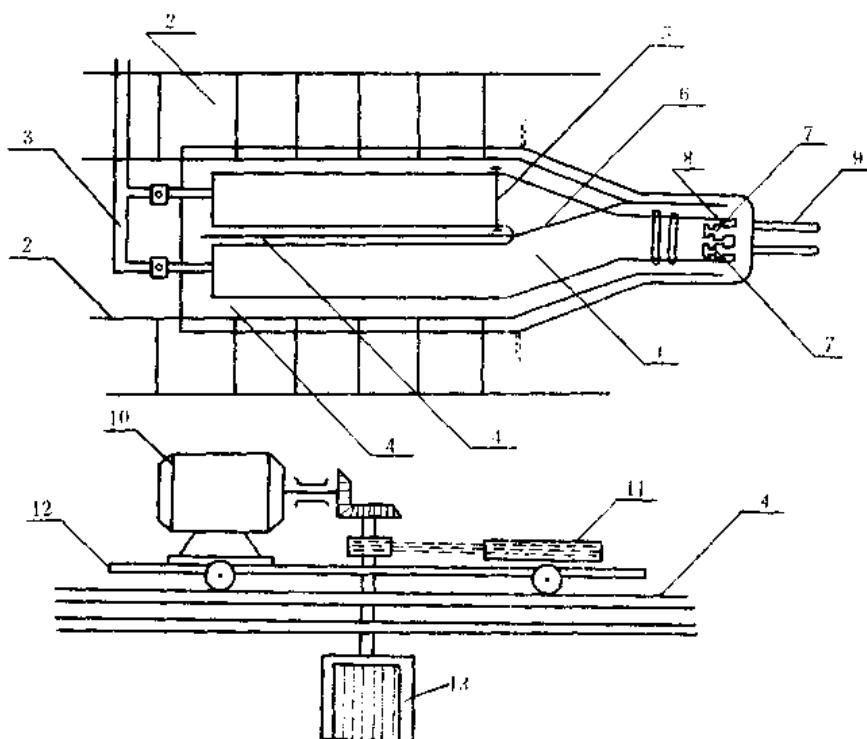


图4-12 行走式泥浆搅拌池结构图

1—泥浆搅拌池；2—运土轨道；3—供水管；4—搅拌机轨道；5—侧板；  
6—搅拌机轨道仓；7—筛；8—管头筛；9—输浆管；10—电动机；  
11—皮带轮；12—矿车；13—搅拌轮

### 3) 泥浆土水比

制作泥浆时，土与水的体积比例是一个重要参数。土水比愈大，泥浆浓度愈大，泥浆的粘度，稳定性与致密性也愈大，包裹隔离的效果好。但是当土水比过大时，则流散范围小，灌浆管路与钻孔易堵塞。土水比过小，则耗水量大，矿井涌水量增加，在工作面后方采空区灌浆时容易流出放顶线而恶化工作环境。通常是根据泥浆的输送距离、灌浆方法与按季节确定土水比。输送距离近，煤层倾角大和夏季时，土水比可大些，一般取 $1:2 \sim 1.5$ 。准确及时地掌握浓度对于保证灌浆质量十分重要，最简便的方法是使用波梅式比重计直接测泥浆比重，也可以用量筒取浆样根据沉淀结果确定。

### 4) 泥浆输送

泥浆输送大多铺设专用管路，从地面直到井下灌浆点。干管一般用直径 $102 \sim 152\text{ mm}$ 无缝钢管。大巷或采区支管采用直径为 $102 \sim 76\text{ mm}$ 无缝钢管，干管与支管之间设有闸阀控制，而各支管与灌浆钻孔或工作面注浆管之间多用高压胶管直接相连。预防性灌浆一般是靠静压作动力，灌浆系统的阻力与动力之间的关系用输送倍线表示。泥浆的输送倍线即是从地面灌浆站至井下灌浆点的管线长度与垂高之比。倍线值过大则相对于管线阻力的压力不足，泥浆输送受阻，容易发生堵管现象。倍线值过小，泥浆出口压力过大，对泥浆在采空区内的分布不利，一般情况下泥浆的输送倍线值最好是 $5 \sim 6$ 。

## 3. 预防性灌浆方法

我国煤矿采用的预防性灌浆方法多种多样，大体可分：采前预灌，随采随灌与采后灌浆等三种类型。

### 1) 采前预灌

这种方法是针对开采特厚煤层，老空过多，极易自燃的矿区发展起来的预防性灌浆方法，如西北的窑街矿区，从明朝开始经历了数百年的反复开采，小窑星罗棋布，老空纵横重叠，室内充满虚煤，如不采取措施极易酿成自燃火灾。据统计，由于老窑造成的自燃火灾次数一度曾占矿区总发火次数的74.5%。为此，采前预灌在该矿区防火中已是一个不可缺少的环节。采前预灌的方法有：利用小窑灌浆、掘进消火道灌浆，后来发展到布置钻孔灌浆。

如图4-13所示，当岩石运输巷和回风巷掘出以后，分层巷道尚未掘通以前，按设计的位置及方向打钻以探明煤厚和老窑的分布，进行采前预灌。钻孔经岩石穿老窑至煤层顶板，钻孔终点间距为 $30 \sim 50\text{ m}$ 。工作面斜长超过 $90\text{ m}$ 时，应于岩石运巷和回风巷都布置钻孔，两巷中的钻窝位置要错开，钻孔布置成放射状，没有遇到老窑的钻孔，要改变方向重打。孔钻仰角以 $25 \sim 45^\circ$ 为宜。钻孔打完后，要插入 $3 \sim 4\text{ m}$ 长的套管进行封孔，然后再与输浆管连通即可灌浆。先灌清水冲刷老窑空区使之畅通，再灌入泥浆。灌浆开始一般不要间断，一个孔灌满以后再移到另一个钻孔。整个回采工作面的老空基本灌满，经过适当的脱水时间再掘进溜煤眼、分层运巷和回风巷，最后进行采煤。采前预灌的目的是充填老窑空区，消灭老空蓄火、降温、除尘、排挤有害气体、粘结末煤、实现老空复采。

### 2) 随采随灌

随着采煤工作面的推进同时向采空区灌浆，其作用一是防止遗煤自燃；二是胶结冒落的矸石，形成再生的顶板、为下分层开采创造条件。对于开采自然发火期短的厚煤层这是一项必需采取的防火措施，其灌浆方法根据采区巷道布置方式、顶板冒落情况不同也是多种多

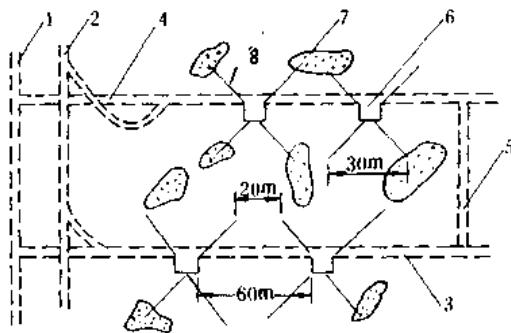


图4-13 采前预灌钻孔布置图

1—运输机上山；2—轨道上山；3—岩石运巷；  
4—岩石回风巷；5—边界上山；6—钻孔；  
7—老窖空区；8—钻孔

样，如埋管灌浆、插管灌浆、洒浆等。其中以埋管灌浆工艺简单使用最为方便。洒浆一般是作为补浆的措施。

如图4-14所示，当工作面推进时，于放顶之前，沿回风巷在采空区预先铺好灌浆管，放顶之后再开始灌浆。灌浆管埋入冒落区10~15m，采取保护措施以防冒落矸石砸坏，随着工作面的推进用回柱绞车向外牵引预埋灌浆管。

### 3) 采后灌浆

开采自然发火不是十分严重的厚煤层时，可以在上分层工作面采完后，封闭停采线的上下出口，然后在上出口的密闭内插管大量灌浆，其目的是一是充填最容易发生自燃火灾的停采线空间，同时也封闭了采空区（图4-15）。

急倾斜厚煤层开采当采区全部采完后，在其下部灌注一条沿走向的泥浆带，泥浆带的高度取

采区高度的 $\frac{1}{3} \sim \frac{1}{4}$ 。其目的是使下部采区免受上水平采空区自然发火的影响（图4-16）。

灌浆钻孔从下水平集中回风岩巷起，穿过岩层上探进入采空区，孔间距30m左右。另外在石门顶煤柱两侧停采线或开切眼，通过密闭布置管路沿倾斜方向灌浆，形成宽20~30m的泥浆隔离带。

### 4. 灌浆量的测定

预防性灌浆量主要取决于灌浆形式，灌浆区的容积，采煤方法等因素。采前预灌、采后封闭灌浆、停采线灌浆都是以充满灌浆空间为止。随采随灌的用土量( $Q_s$ )可按下式计算：

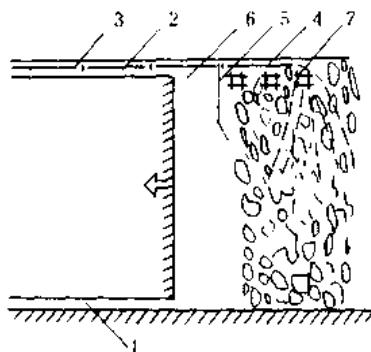


图4-14 埋管灌浆

1—工作面运输巷；2—回风巷；3—输浆管路  
4—埋入采空区内的灌浆管；5—洒浆胶管；  
6—工作面上隅角；7—临时木垛

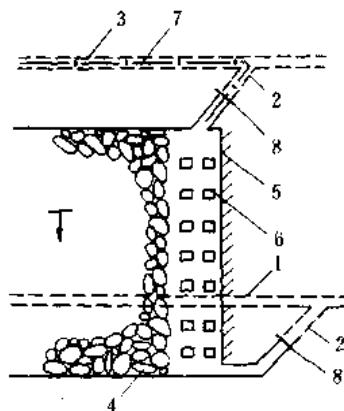


图4-15 工作面停采线灌浆示意图

1—岩石集中运输巷；2—联络巷；3—集中回风巷；4—工作面运输巷；5—停采工作面；6—木立柱；7—注浆管；8—密闭

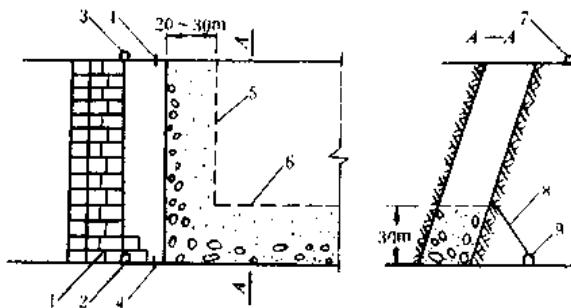


图4-16 灌注泥浆带示意图

1—上山眼；2—运输石门；3—通风石门；4—采区上（下）山密闭墙；  
5—沿倾斜泡聚隔离带；6—沿走向泥浆隔离带；7—上水平集中回风巷  
8—灌浆钻孔；9—下水平集中回风巷

$$Q_r = K \cdot m \cdot L \cdot H \cdot C / 100 \quad (4-5)$$

式中  $m$ —煤层开采厚度（m）；  
 $L$ —灌浆区的走向长度（m）；  
 $H$ —灌浆区的倾斜长度（m）；  
 $C$ —煤炭回收率，%；

$K$ —灌浆系数，即泥浆的固定材料体积与需要灌浆的采空区空间容积之比。在  $K$  值中考虑了冒落岩石的松散系数，泥浆收缩系数和跑浆系数等综合影响。它只能根据现场情况来决定，如淮南取0.03~0.04，开滦取0.05，辽源取0.1~0.15。

灌浆用水量 ( $Q_{r1}$ ) 可按下式计算：

$$Q_{r1} = K_{r1} \cdot Q_r \cdot \delta \quad (4-6)$$

式中  $K_{r1}$ —冲洗管路用水量的备用系数一般取1.10~1.25；

$\delta$ —水土比，一般2~5。

### 5. 灌浆后的排水措施

黄泥灌浆后的脱水与排水十分重要，特厚煤层的老空区采前预灌，一部分水经由老空区的裂隙渗出，另一部分由巷道内的钻孔泄出。一般情况下灌浆水不必处理，停灌后十天左右即可排泄干净，但个别地方仍出现局部积水。因此，煤层开采分层巷道的掘进，需在停止灌浆十天以后方能开始施工。对于局部积水可在掘进中采取边掘边探的方法。一旦发现立即停止掘进，排放积水。

随采随灌时，一部分灌浆水由采空区流入工作面运输机道，这时最好在巷道内构筑滤浆密闭将泥浆滞留于采空区，使水放出。重要的是加强水情观测，对采空区的灌水量与排水量应予以测量记录。排水量过少，灌浆区内可能有泥浆水积存；排水中含泥量过大，采空区内可能形成了泥浆通路。处理的方法一是立即停止灌浆，采用间断灌浆，或者在泥浆中加入砂子填塞通路。淮南多年采用随采随灌的方法，但从来是以提高泥浆浓度，工作面下部运输机道见水就停的方法防止积水。

采后灌浆一般是根据灌浆区的容积适当地掌握灌浆量不使过大。停采线灌浆可在其下

部运输机道密闭的上部安置放水管。

窑街矿区对灌浆水的处理、总结了七字措施：“探、放、排、引、堵、滤、泄”。探查灌浆积存水的位置、水量及水流方向；打钻放水；水泵排水，巷道水沟引水至井底水仓；砌挡水墙堵水暂时存储逐渐引放；构筑滤水密闭堵截泥砂；有时需要掘专用的泄水道泄除积水。这样做既保证了安全排水，又避免了对生产的影响。

### 三、均压防火

均压的概念于五十年代在波兰首次提出，六十年代一些采煤技术发达国家竞相采用，我国运用均压技术作为防火的一项重要手段也是在这个时期开始的。淮南、徐州、开滦、平庄、辽源、抚顺、六枝、芙蓉等局在运用中都有所创新。既用之于封闭区均压防止遗煤自然发火和加速封闭火区的熄灭；开区均压抑制工作面采空区浮煤自热和自然的发展。同时又将均压的概念用之于指导调风、灭火、正确地选择通风系统和通风构筑物的位置等通风防灭火工作的多个方面。更为令人可喜的是均压技术已经越出了防灭火的范围，有的矿区还成功地用于控制瓦斯涌出，均压技术的应用已日趋广泛。

根据作用原理不同，使用条件不一均压防火技术大体可分两类：

#### 1. 开区均压

在生产工作面建立均压系统，以减少采空区漏风，抑制遗煤自然，防止一氧化碳等有毒有害气体超限聚积或者向工作区涌出，从而保证生产正常进行。开区均压系统多种多样，但构成系统的具体措施要根据工作面不同的漏风形式，查清促使自然发火的主要漏风通道，千方百计降低其端点压差或改变漏风方向，减少漏风可以抑制自然进程的发展，改变风向能够调整自然产物CO等有害气体的涌出。目前，在生产中常见的工作面漏风形式有：后退式回采，折返式通风形成采空区小并联漏风（图4-17）；厚煤层分层同采，上下工作面采空区形成角联漏风（图4-18）；还有后退式回采、折返式通风，但工作面后方与邻近煤层采空区或同一煤层未隔离的巷道相通，而形成比较复杂连接的漏风（图4-19）。类似的情况很多，但是如果把各种形式的漏风通道看作组成风网的一条支路，则基本上可以分为：并联、角联与复杂连接三种漏风方式。不同漏风方式，采取的均压措施不完全一样，作用原理也不尽相同。

#### 1) 采空区浮煤自燃

据波兰考察[78]，在全部冒落法控顶的回采工作面后方的采空区内可以按煤的自燃情况划分三个带：

1. 中性带或称不自然带。在这个区域内虽有形成自然发火浮煤堆积的条件，但是由于靠近工作面开采空间，顶板冒落的岩块处于松散堆积状态，孔隙多且大，漏风强度大，无聚热条件。再加浮煤与空气接触的时间尚短，所以一般不会发生自燃，其宽度在工作面

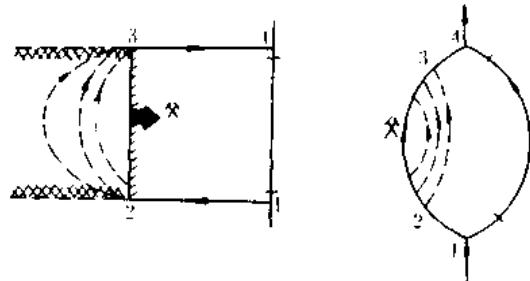


图4-17 后退式回采折返通风采空区形成小并联漏风

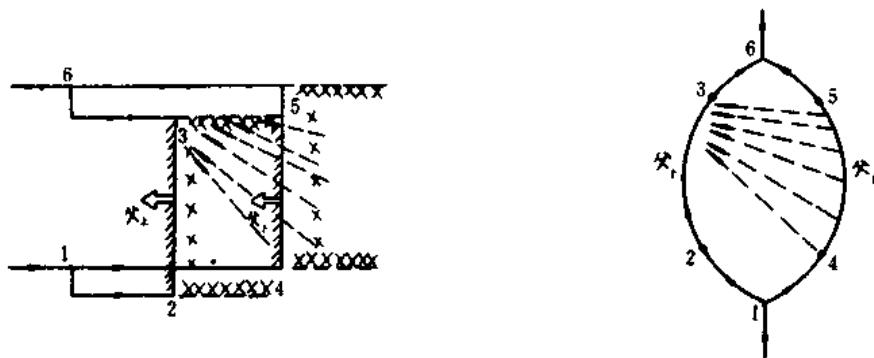


图 4-18 上下分层同采工作面采空区形成角联漏风

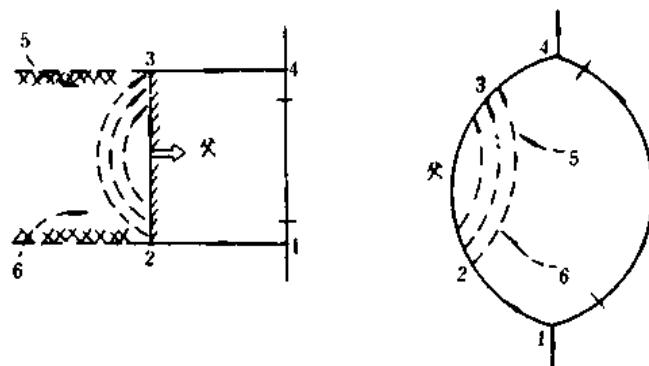


图 4-19 工作面采空区后部漏风

中心计算约为 1~5m。

I --- 自燃带。由中性带向采空区内部伸延约 25~60m 的空间，因为冒落岩块逐渐压实，风阻增大，漏风强度减弱，风流呈层流流动，浮煤氧化生热，热量积聚，温度上升，有可能导致自然，所以称之为自燃带。自燃带内最明显的变化是一氧化碳浓度逐渐增长而氧浓度降低。自燃带的宽度取决于工作面的风压和采空区内的风阻，而决定风阻的则是冒落岩块的压实程度。

II --- 堙熄带。紧靠自燃带之后就是埙熄带。在此区域内冒落岩块逐渐压实，漏风风流基本消失、氧浓度进一步下降，甚至可能达到失燃界限（8~5%）。如果在自燃带范围内已经发展起来的煤的自然，在此带内也会由于缺氧而埙熄，因此命名为埙熄带。埙熄带内由于岩石导热会使在自燃带内生成的热量逐渐消失而温度下降。这三个带的位置随着工作面的推进而前移。在这三个区域中，从防止采空区煤的自然发火角度对我们最感兴趣的是

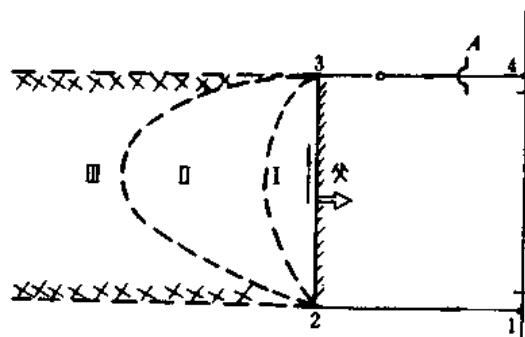


图 4-20 自燃带的分布及调节风门均压

自然带（Ⅱ）的特性参数。自然带的宽度愈大，向前推移的速度愈慢，愈易发生自燃。控制其宽度的方法一是灌浆注水，充填冒落矸石间的空隙，促进顶板再生，提高采空区的漏风风阻；二是降低工作面两端的通风压差减少通过的风量；三是加快其前移速度，即加快工作面的推进度。

## 2) 均压措施

### (1) 调节风门均压

这是针对并联漏风采取的一项均压措施。如图 4-20 所示，在后退式回采、折返通风工作面的采空区里形成的并联漏风是造成遗煤自燃的重要因素。在工作面的回风巷道里安设调节风门正是降低工作面压差、减少风量最简便可行的措施。如图 4-20 所示，在回风巷道区段 3-4 的 A 点安设调节风门之后必然要引起压力坡线的陡变（图 4-21），在风门的上风侧每一点的绝对压力都要升高，而抽出式通风系统的相对负压减小，工作面进回风口 2、3 两点的绝对压力  $P_2$ 、 $P_3$  分别上升至  $P'_2$ 、 $P'_3$ ；而两点的压差将由原来的  $h_{2,3}$  减至  $h'_{2,3}$ 。随着压差的减少，在风阻不变条件下通过工作面的风量必然减少。自然带宽度压缩变小，窒息带前移，已经发展起来的自燃现象也会消失。由此不难看出，在工作面小并联漏风的条件下控制采空区自然发火的适宜办法是：在回风巷安设调节风门，减少风量，降低工作面空间的风阻，使工作面两端的压差减至最少，同时加快工作面的推进速度。在现场，有的还在工作面进风巷道安设风机帮助调压，其实这是不必要的。但是应该指出的是：工作面风量减少是有限度的。它不能低于《规程》规定的最低风速，另外还要考虑防尘、防止瓦斯超限、降温等方面的要求。

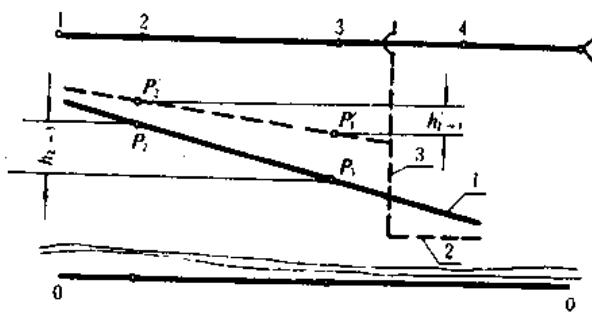


图 4-21 调节风门引起压力坡线变化图

1 - 巷道中原有压力坡线；2 - 安调节风门后的压力坡线；3 - 调节风门引起的压力坡线陡变区；

$h_{2,3}$  - 工作面原有压差； $h'_{2,3}$  - 采取均压措施，安装调节门后工作面的压差；

$P_2$ 、 $P_3$  - 对应工作面 2、3 两点绝对压力； $P'_2$ 、 $P'_3$  - 安装调节风门后的工作面 2、3 两点绝对压力

### (2) 改变工作面的通风系统

平庄局、古山二井曾就工作面“U”型通风与“W”型通风在同一地点进行对比试验。如图 4-22 所示，采用“U”型通风系统，工作面压差  $h_{2,3} = 55.9\text{Pa}$ ，风量  $Q = 4.6\text{m}^3/\text{s}$ 。隅角出现热气和煤油味，说明采空区内已经发生了煤的自燃是毫无疑问的。后来改为“W”型通风系统（图 4-23），由中间巷回风，上下巷道进风，上下两段工作面的压差分别为  $h_{2,3} = 30.4\text{Pa}$ ； $h_{3,4} = 21.6\text{Pa}$ ，通过的总风量为  $Q = 9.1\text{m}^3/\text{s}$ ，煤的自燃征兆消失，一切转入正常。所以取得如此显著的效果，从以上两图的对比中可看出工作面压差的减小，采空区内

自然带范围压缩，窒息带随着工作面的推进而前移，从而抑制了浮煤的自燃。

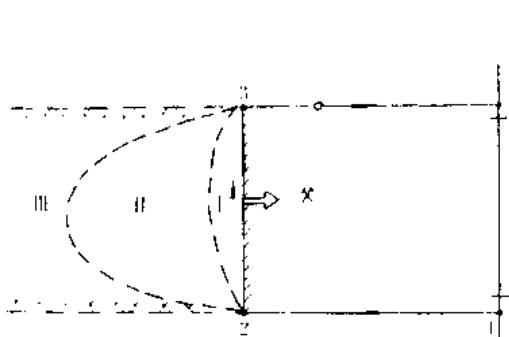


图 4-22 回采工作面 U 型通风系统

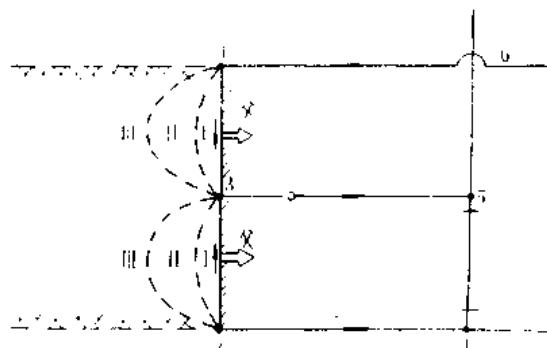


图 4-23 回采工作面 W 型通风系统

### (3) 风门与扇风机联合均压

这是针对采空区后部漏风采取的一种均压措施。如图 4-24 所示。采空区后部漏风可以是来自上部(B 点)或下部(A 点)，如地面裂隙漏风，本层或邻层采空区漏风，后部联络眼或石门漏风。这类漏风的特点是无论上部或下部漏入，最后都要经回采工作面上隅角排出。因此采空区的自然征兆往往是从上隅角表现出来。消除这类漏风抑制采空区煤的自燃，通常的作法是在工作面进风巷道安设扇风机、回风巷安设调节风门，以提高工作面局部区段(2-3)的绝对压力(图 4-25)，上下出口的绝对压力  $P_2$ 、 $P_3$  分别提到  $P'_2$ 、 $P'_3$ ，并使之等于或稍高于后部漏风源的绝对压力( $P'_2 \geq P_B, P'_3 \geq P_A$ )，从而阻止向采空区内漏风供氧。采用这种均压措施时，应特别注意的两点是：不能增大工作面的风量，不能单纯以上隅角一氧化碳或其它自然征兆消失为目的，无限制的加大风机能力，增添台数，缩小调节风窗的面积。如果工作面局部区段绝对压力过大，形成向采空区内部供风，那将是相当危险的。

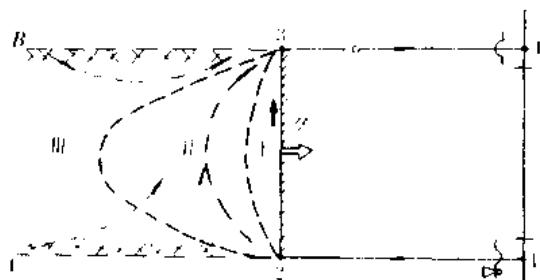


图 4-24 扇风机与风门联合均压

### (4) 利用角联支路风向可变的特性

角联支路风向的变化取决于相邻支路的风阻比，这是通风工作者所熟知的一个现象。为此，针对采空区形成角联漏风而造成浮煤自燃的现象，采取变换其相邻支路风阻，在相应的风路上安设调节风门的方法是最为简便易行的。如图 4-26 所示，某矿开采煤层厚 4.0m 分两层回采。上下分层采高均为 2m，上分层已经采完，下分层分两个工作面背向回采，各自构成自己的通风系统，但随着工作面的推进，形成了一个共同连通的采空区。后来在Ⅱ号工作面上隅角出现采空区内浮煤自燃的征兆；一氧化碳浓度为 0.05%，据分析火源点可能在Ⅰ号工作面的起始线(切眼)附近，因为这里开始回采时有比较集中的丢煤；同时在Ⅰ号工作面开始回采不久，Ⅰ号工作面的通风系统即已构成，但是由于其它原因一直未能正式回采，所

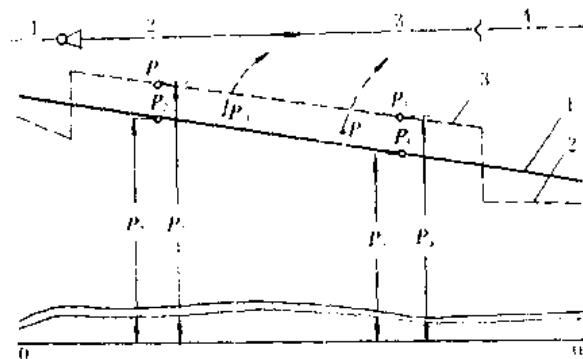


图 4-25 扇风机与风门联合均压引起压力坡线变化图  
1—原有压力坡线;2—风机与风门作用后的压力坡线;3—局部区段绝对压力提高区

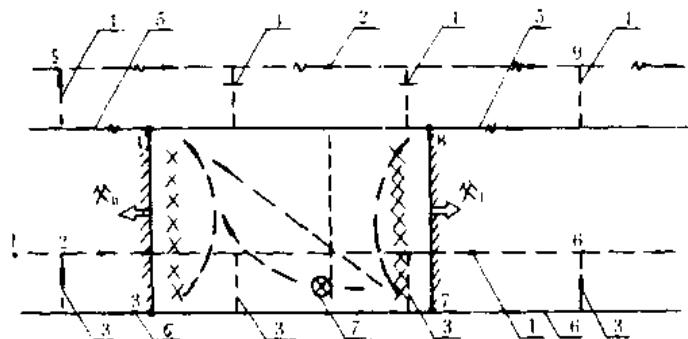


图 4-26 两工作面背向回采,采空区内形成角联漏风

1—岩石集中运输巷(进风);2—岩石集中回风巷;3—进风联络石门;4—回风联络石门;  
5—煤层回风巷;6—煤层进风巷;7—估计火源点(起始线附近)

以对二号工作面采空区形成长时间的后部漏风。再加1号工作面开始回采后,回风巷道(8~9)局部区段受压变形,断面过小,回风不畅,致使公共采空区内形成向1号工作面上隅角漏风。后来采取了两项措施:

- (1) 整修了1号工作面的回风巷道8~9区段;
- (2) 在1号工作面回风巷加筑调节风门一道,调整两回采工作面的上隅角风压基本相等,并加快了两个工作面的推进度,自然现象逐渐消失。图4-27a,b为采取均压措施前后的风网示意图。

## 2. 闭区均压

### 1) 闭区均压原理

在有可能发生煤炭自燃而已经封闭的区域,采取均压措施可以防止火灾的发生。

在已经因火灾而封闭的区域,采取均压措施可以加速火源的熄灭。前者称闭区均压防

火,后者称闭区均压灭火。但无论是防还是灭,其作用的理论基础则是一致的。

根据考察,封闭区内风流的流动属于层流状态。层流状态下的阻力定律,即风压( $H$ )与风阻( $R$ )、风量( $Q$ )的关系如下式:

$$H = RQ \quad (4-7)$$

式中  $H$ —层流流动时的通风

阻力即风压差,Pa;

$R$ —封闭区的层流风阻,  
 $\text{Ns/m}^5$ ;

$Q$ —通过封闭的漏风量, $\text{m}^3/\text{s}$ 。

如果令  $Q$  ( $\text{m}^3/\text{h}$ ) 为纵坐标,  $R$  ( $\text{kNs/m}^5$ ) 为横坐标。取  $H$  值为 19.6、49.1、98.1、196.2、294.3、392.4、490.5 (Pa) 的常数。则绘出其  $R$ 、 $Q$  的关系线为一双曲线组 (图 4-28)。

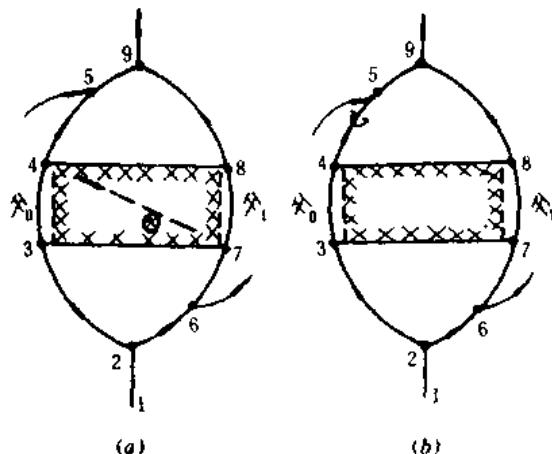


图 4-27 角联风网漏风示意图

a—采取均压前的风网示意图;b—采取均压后的风网示意图

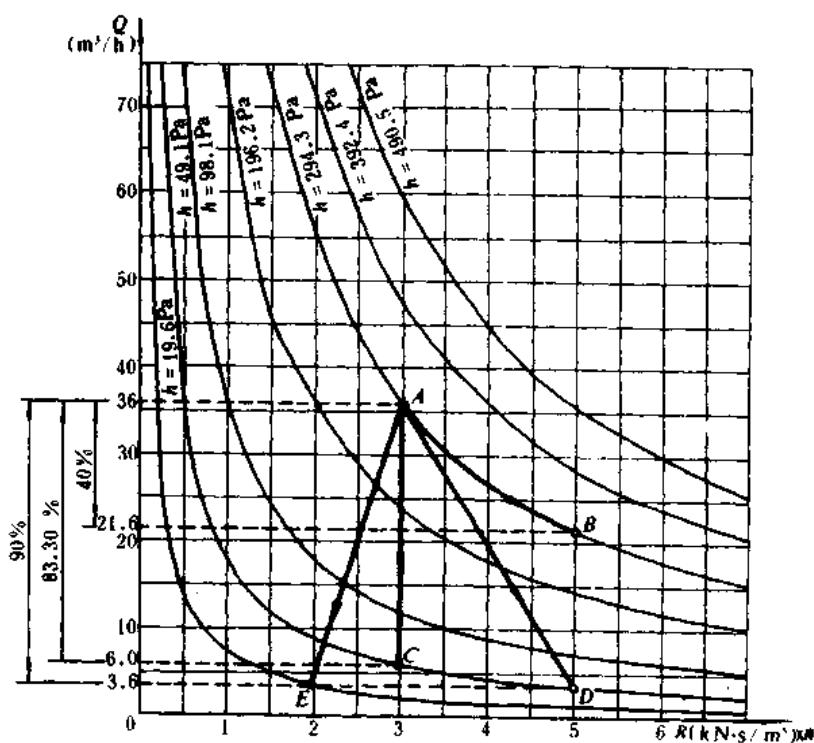


图 4-28 闭区均压特性曲线图

从此双曲线组中可作如下分析：

设若封闭区的漏风特性点为 A, 即封闭区漏风风路进回风口之间的压差为 294.3Pa, 漏风风阻为  $30\text{kNs/m}^5$ , 漏风量将高达  $36\text{m}^3/\text{h}$ 。对于这样的封闭区, 如果内部有大量浮煤将会发生自燃火灾; 如果原来就有火源将会维持不灭, 甚至可能发展。防止的唯一对策是减少漏风, 而减少漏风的方法可采取加固密闭墙, 提高封闭区的风阻, 也可以采取均压措施, 即降低封闭区进回风口之间的压差。当然如能双管齐下, 其效果必然更好。从图 4-28 可以看出采取各种措施的效果: AB 为单纯加固封闭区密闭所取得的减少漏风的效果, 将密闭的风阻由  $30\text{kNs/m}^5$  提高到  $50\text{kNs/m}^5$ , 漏风量将减少 40%, 即从  $36\text{m}^3/\text{h}$  减少到  $21.6\text{m}^3/\text{h}$ ; AC 为单纯采用均压措施所取得的效果, 将封闭区的漏风压差由 294.3Pa 降到 49.1Pa, 漏风量可以减少 83.3%, 即由  $36\text{m}^3/\text{h}$  减少到  $6\text{m}^3/\text{h}$ ; AD 为“双管齐下”即加密封闭区, 提高其风阻, 又采取均压措施, 所取得的效果。封闭区的漏风量由  $36\text{m}^3/\text{h}$  减至  $3.6\text{m}^3/\text{h}$  达到 90%。AE 线是表明密闭受压裂隙增加, 其风阻值由  $30\text{kNs/m}^5$  降至  $20\text{kNs/m}^5$ , 但是采取了均压措施, 封闭区进回风口的压差由 294.3Pa 降至 19.6Pa 漏风量同样也减少了 90%, 取得了与“双管齐下”(AD)相同的效果。由此可见, 闭区均压对于减少漏风, 防止和控制煤的自燃是一项有效的措施。

## 2) 闭区均压措施

实现闭区均压的具体方法有: 并联支路与调节风门联合均压、调压扇风机(局扇)与调节风门联合均压、主扇与调节风门联合均压、连通管均压以及改造通风系统均压等。

### (1) 并联风路与调节风门联合均压

如图 4-29a 所示, 封闭区(F) 进回风口 5、8 两点的压差过大, 如压能图 4-29b 所示, 漏风严重, 以致有自然发火的危险。为了控制漏风采取了两项措施, 如图 4-30a 所示, 取消了 5-8 上山内的两道密闭, 使之成为与封闭区漏风并联的通道, 同时在 8-9 区段内构筑调节风门 A, 将通过 3-4 上山的风量限制在最小的范围之内。如压能图 4-30b 所示, 闭区进回风口 5、8 两点压差显著减小, 漏风量降低, 这样就消除了封闭区自然发火的危险。如果封闭的是个火区, 当然也会加速火的熄灭。

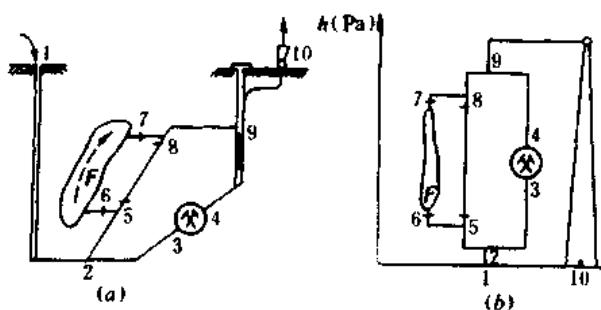


图 4-29

a—5、8 两点压差大造成封闭采空区(F) 内漏风严重;

b—封闭区(F) 压能图

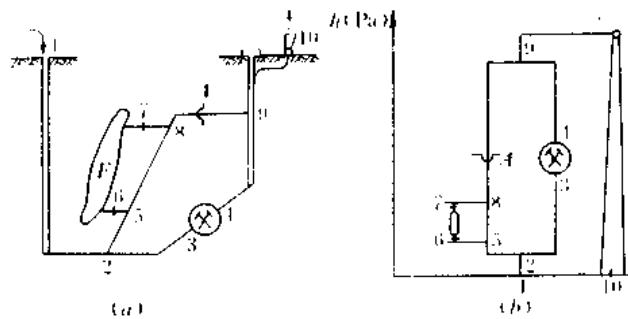


图 4-30

a. 采取均空措施后 5、8 两点压差减小,采空区(F)内漏风量降低

b. 采取均措施后的压能图

### (2) 调压扇风机与调节风门联合均压

如图 4-29a 所示,只是由于上山 5-8 区段的风量不允许控制,以致封闭的采空区(F)漏风严重,有发生浮煤自燃或火源不灭的可能。为此,在封闭区的两端进回风口,采取了调压扇风机与调节风门联合组成均压峒室(图 4-31a)的方法。启动扇风机后,调节风门窗口的大小以消除原有密闭墙内外的压差,从而阻止了通过密闭的漏风。密闭内外压力的均衡,可由安设于调节风门之外的“U”形水柱计显示。这里应当注意,封闭区两侧的均压峒室是有区别的:进风侧是负压峒室,调压扇风机抽出式工作(图 4-31b);回风侧是正压峒室,调压风机按压入式工作(图 4-31d)。图 4-31a 是双侧均压,其实也可以构筑单侧均压峒室。这种均压方式对于已经封闭的火区,限于条件,无其它适当的均压方法时才考虑使用,对于防止封闭区自然发火要慎重。因为扇风机运行消耗电能,经济上很不合理。另外,一旦发生故障,扇风机停止运行,均压作用消失,措施的可靠性较差。封闭区(F) 均压前的压能图与图 4-29b 完全相同。如果单独采用负压均压峒室,其压能图如图 4-31d 所示。单独采用正压均压峒室,其压能图如图 4-31e 所示。

### (3) 连通管均压

如图 4-32a 所示,在可能发生煤炭自燃的封闭区(F) 的回风侧密闭外面,再加筑一道密闭墙。然后,穿过外部密闭墙安设直径为 300 ~ 500mm 的金属管路(1'-2')直通地面。在管路上安有调节阀门,或者在外部密闭墙上构筑风量调节孔,以控制通过连接管的风量,使其阻力( $h_{1'-2'}$ )与进风 1-2-5 区段的阻力( $h_{1-5}$ )相等,则封闭区进回风两端(5,2')的压能一样而漏风消失。如果将连通管看作一条风流支路,按网路图展开如图 4-32b 所示,从此图上可见封闭区处于角联支路上,通过相邻支路风阻的调节不仅可以使漏风风流停止流动,而且可以根据需要调节其风流方向。所以,连通管均压措施实质上也是改变通风系统均压的一种变异,连通管均压的压能图如图 4-32e 所示。

### (4) 主扇与调节风门联合均压

图 4-33a 为两台主扇,两个回风井联合通风的矿井,封闭区(F) 位于两台主扇共同作用

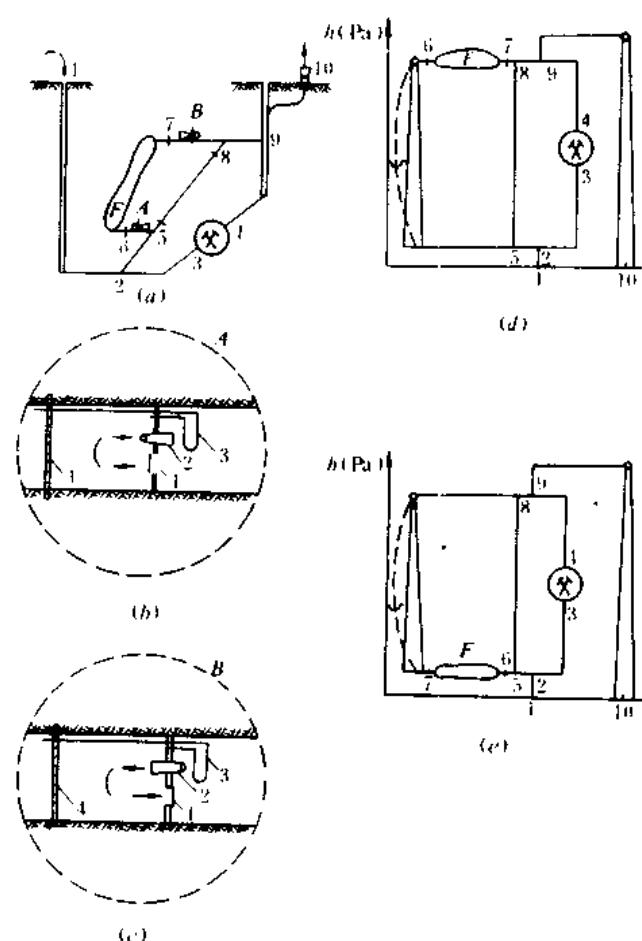


图 4-31

(a) 封闭区进回风侧建立均压峒室; (b) 负压均压峒室; (c) 正压均压峒室; (d) 负压均压峒

室压能图; (e) 正压均压峒室压能图;

1—调节风窗; 2—均压风机; 3—压差计

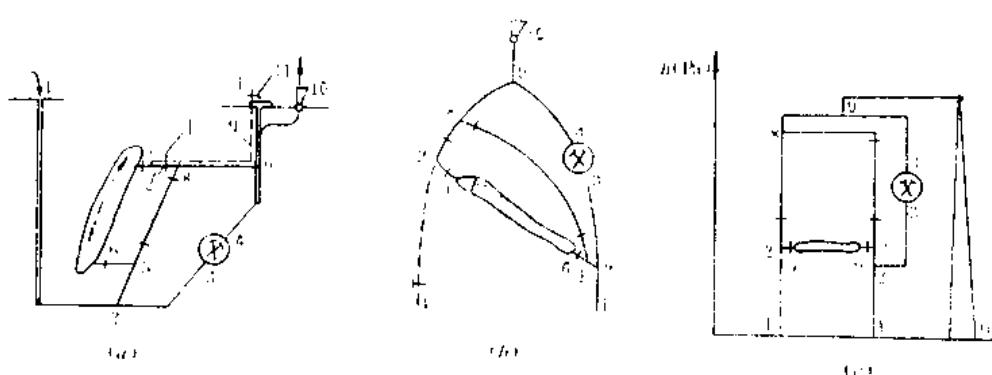


图 4-32

(a) 连通管均压; (b) 将连通管视为一条风路; (c) 连通管均压压能图;

I—加筑的密闭墙; II—金属连通管路; III—调节阀门

的角联支路上(图4-33b)。出风侧密闭受主扇 $f_1$ 的作用,进风侧密闭受主扇 $f_1$ 的作用。由于主扇 $f_1$ 作用在出风密闭上的负压较大,其压能分布如图4-33c所示,所以漏风相当严重,漏风方向如图中箭头所示,封闭区存在自然发火的危险。为此,采取了 $f_1$ 降压运转, $f_1$ 升压运转措施。为了保证现采区风量不变,在2-3区段安设了调节风门(A)。其压能分布如图4-33d所示,封闭区进回风两侧压能相等,漏风消失。

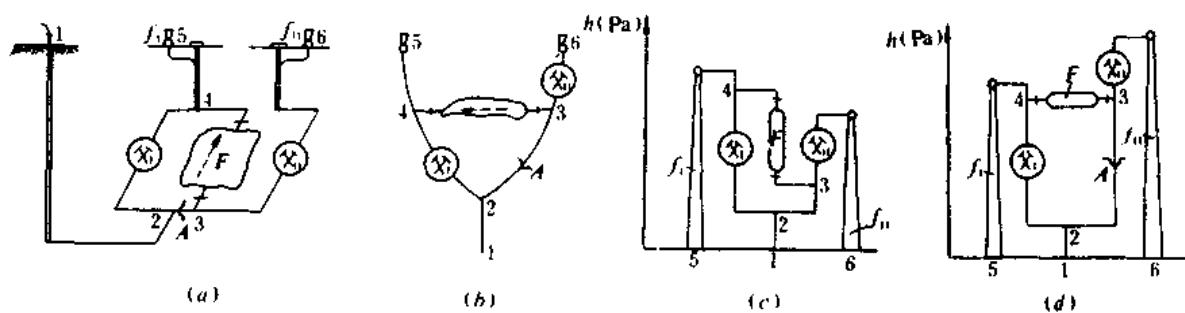


图 4-33

a—主扇与调节风门联合均压;b—均压系统网路图;c—未采取均压前的压能图;d—采取均压后的压能图

闭区均压的方法多种多样,但是所用的手段比较简单,如连通管、扇风机、调节风门等,工作量最大的要算维护一条并联的均压专用巷道。所以这种防灭火方法受到现场的欢迎是很自然的。

#### 四、阻化剂防火

阻化剂又称阻氧剂。一些无机盐类化合物如氯化钙( $\text{CaCl}_2$ )、氯化镁( $\text{MgCl}_2$ )、氯化铵( $\text{NH}_4\text{Cl}$ )、氯化钠( $\text{NaCl}$ )、三氯化铝( $\text{AlCl}_3$ )以及水玻璃( $\text{XNa}_2\text{O} \cdot \text{YSiO}_2$ )等溶液喷洒在煤块上,具有阻止氧化、防止自燃的作用,故称阻化剂。阻化剂防火是一项新技术,从60年代诞生以来,就受到煤炭工业发达国家煤矿工作者和有关学者的瞩目。但真正把阻化剂防火技术应用于生产实际的,也只有苏联和联邦德国。我国抚顺煤研所,在不少矿井已经成功地试用了这项防灭火新技术。如平庄局五家矿、沈阳局蒲台矿、铜川局陈家山矿、抚顺老虎台矿、龙凤矿、阿干镇的石井矿、乌鲁木齐的韦湖梁矿、一号立井矿、辽源局梅河矿、南票局邱皮沟矿、小凌河矿、新汶局的华丰矿、高硫煤矿湖南杨梅山等都作了阻化剂防火试验。

##### 1. 阻化原理

采用阻化剂防火已经取得了初步成效。但是对阻化剂为什么能够防止煤的自燃从理论上探讨得不够。国外提出的一些解释多是未经验证的假说。抚顺煤研所为了考察阻化原理,在实验室建立了煤的氧化-阻化试验装置和4·1型示差热敏天秤。对煤的水份和添加阻化剂后的阻化作用进行了系统地考察,并且指出:“吸水盐类液膜隔氧降温学说”[16]是正确解释阻化原理的学说。该学说认为阻化剂都是一些吸水性很强的盐类(氯化钙、氯化镁等),当它们附着在煤的表面时,吸取空气中的水分,在煤的表面形成含水的液膜,从而阻止煤、氧接触,起到隔氧阻化的作用,同时,这些吸水性能很强的盐类能使煤体长期处于含水潮湿状态,水在蒸发时的吸热降温作用使煤体在低温氧化时温度不能升高,从而抑制了煤的自

热和自燃。另外,通过实验他们还发现:煤的外在水分有良好的阻化性能。随着煤的外在水分的增加,阻化效果也随着增加;当煤中水份蒸发,减少到一定限量时阻化作用停止而转变为催化作用,促进煤的氧化与自燃。在煤体上阻化剂水溶液液膜一旦失去水分而破灭,阻止氧化的作用将停止。从阻化原理学说和实验室观察到的一些现象中可以认为,阻化剂防火实际是进一步扩大和利用了以水防火的作用。

关于高硫煤的阻化问题,由于造成自燃的原因不同而有差异。高硫煤的自燃主要是煤中含有易自燃的黄铁矿而引起,所以高硫煤的阻化主要是黄铁矿的阻化问题。

## 2. 两个基本概念

### 1) 阻化率( $E$ )

煤样经阻化处理前后放出一氧化碳的差值与处理前煤样放出一氧化碳量之百分比称为阻化率( $E$ ),用公式表示如下:

$$E = \frac{A - B}{A} \cdot 100\% \quad (4-8)$$

式中  $A$ ……煤样阻化处理前在 100°C 时放出的一氧化碳量(ppm);

$B$ ……煤样阻化处理后在 100°C 时放出的一氧化碳量(ppm)。

阻化剂的阻化率值愈大,则说明阻止煤炭氧化的能力愈强。

高硫煤的阻化率是以阻化处理后放出二氧化硫的差值与原煤样放出二氧化硫量之比的百分率来表示,其计算方法与上式相同。

### 2) 阻化衰退期

煤炭经阻化处理后,阻止氧化的有效日期称之为衰退期,也称为阻化剂的阻化寿命。

从以上两个基本概念出发,可以认为:阻化剂的阻化率高,阻化寿命长是理想的阻化剂。阻化率虽高,但抑制煤的氧化的时间很短即阻化寿命短,也不能视为良好的阻化剂。

### 3. 阻化剂的选择及其参数的确定

抚顺煤研所通过实验室阻化剂的选择试验,从上百种药剂中初步确定了几种对煤炭阻化率较高的药剂,其中以工业氯化钙(五水氯化钙)、卤片(六水氯化镁)阻化效果最好,而且货源充足,贮运都比较方便,价格便宜(卤片每吨 30~50 元),一些工厂的废渣废液如铝厂炼镁槽渣、化工厂的氯化镁或硼酸废液、造纸厂的黑液、酿酒厂废液等也都具有一定的阻化效果,且又有治理污染,变废为利的作用。但供应无保障,对井下环境的污染程度缺乏考查,还要慎重使用。对高硫煤的阻化以水玻璃效果最佳,氢氧化钙次之。

喷洒药液浓度是一个重要参数,它决定防火效果又影响着吨煤成本。20% 浓度的氯化钙和氯化镁溶液阻化率较高,防火效果最好,但使用 10% 浓度的阻化液亦能防火,而吨煤成本却可以降低一半。所以阻化剂液溶浓度最好控制在 15~20% 之间,最低不要小于 10%。但最佳药液浓度,还要将煤样送抚顺煤研所化验确定为宜。

工作面合理的药液喷洒量取决于遗煤的吸液量和丢煤量。最易发生煤炭自然部位,如工作面的上下出口、巷道煤柱破碎堆积带等处,需要充分喷洒的地方,在计算药液喷洒量时,要考虑一定的加量系数。

工作面一次喷洒量可按下式计算:

$$V = K_1 \cdot K_2 \cdot L \cdot S \cdot h \cdot A \cdot \gamma^{-1} \quad (4-9)$$

式中  $K_1$  —— 易自燃部位喷药加量系数,一般取 1.2;  
 $K_2$  —— 采空区遗煤容重( $t/m^3$ ),采取遗煤样实测确定;  
 $L$  —— 工作面长度,m;  
 $S$  —— 一次喷洒宽度,m;  
 $h$  —— 采空区底板上遗煤厚度,m;  
 $A$  —— 吨煤的吸液量,吨 / 吨煤;  
 $\gamma$  —— 阻化液的容重, $t/m^3$ 。

遗煤的吸液量取决于其粒度分布和阻化液的浓度。一般是在采空区分段(10 ~ 20m一段)取遗煤样(每段取 4 个)分选成为 4 种不同粒度的煤样(0.6mm 以下;0.6 ~ 5mm;5 ~ 15mm;15mm 以上),然后分别与 10% 和 20% 浓度的阻化液试验求出吸液量,煤的粒度愈小吸液量愈大;阻化剂的水溶液浓度越大,煤的吸液量越大。最后求算出其平均吸液量。

[例] 某矿采用长壁工作面回采易自燃煤层,使用喷洒阻化液的方法防止煤的自燃,工作面长 90m,遗煤厚度 0.3m,一次喷洒宽度 1.6m,经试验测得遗煤吸液量平均为 0.058(吨 / 吨煤)使用阻化剂水溶液的容重为  $1.05t/m^3$ ,遗煤容重  $0.9t/m^3$ 。代入上式得一次喷洒量为:

$$V = 1.2 \times 0.9 \times 90 \times 1.6 \times 0.3 \times 0.058/1.05 = 2.58(m^3)$$

#### 4. 防火工艺

阻化剂防火工艺可分两类:一是在采煤工作面向采空区的遗煤喷洒阻化液防止煤炭自燃;二是向可能或已经开始氧化发热的煤壁打钻孔压注阻化液以控制煤的自燃。如果采用喷洒工艺,要在采区内建立半永久性的储液池(水泥料石砌筑容积  $11m^3$ ),用 3D-5/40 型往复泵将阻化液沿 5cm 直径铁管和 2.5cm 直径胶管送往喷洒地点,也可用矿车做成临时性储液池以供使用。向煤壁打钻压注阻化液,可用一般煤电钻打孔,孔深 2 ~ 3m,孔径 42mm,使用像胶封孔器封孔,再用 3D-5/40 往复型泵压注。条件许可时也可将储液池建立在上水平借助静压喷洒或压注阻化液。压注阻化液以煤壁见药液即可,一次达不到效果时,可重复 2 ~ 3 次,直到煤温正常为止。

苏联东方煤炭科学研究所试验成功了借助漏风向回采工作面采空区送入雾化阻化液(20% 的  $CaCl_2$  水溶液)防止遗煤自燃的方法。阻化液的配制、输送均在工作面的上部回风巷中完成。经高压软管引到工作面下端,在漏风入口处,用 IUP-60 型发雾器将其雾化。由漏风风流携带雾化的阻化液微粒进入采空区与遗煤接触,防止自燃的发生[21]。

阻化剂防火技术工艺简单,效果好,药源广,成本低,特别是对于缺土的矿区尤为适用,但是对井下设备的腐蚀,环境的污染还要进一步考察。

### 第四节 预防外因火灾

前面已经指出,外因火灾的特点是突然发生,来势迅猛,而且发生的时间与地点往往出人意料之外,正是由于这种突发性和意外性常会造成人们惊慌失措而酿成恶性事故。据统计,重大恶性火灾事故 90% 以上是由外因火灾所引起,外因火灾约占总发火次数的 25 ~

30%，但是牺牲于外因火灾中的人数都占牺牲于火灾人数的 65% [69]。由此可见，决不能由于外因火灾的比率较小而不予重视，疏于防范。特别值得注意的是，随着采掘机械化程度的提高，外因火灾的比率有上升的趋势。机电峒室、电缆、皮带运输机和综采设备的火灾事故，近几年来多次发生。矿井蒙受的经济损失也是巨大的。

一切能产生高温、明火、火花的器材设备，如使用管理不当，都有可能引起外因火灾。在现代化装备的大型矿井中，绝大部分外因火灾是由机电设备安装不良、带“病”运行，又缺乏必要的检修而引起。在机械化程度较低的中小型矿井，爆破和明火是酿成外因火灾的主要原因。

外因火灾的预防主要从两个方面着手：一是防止失控的高温热源；二是在井下尽量采用不燃或耐燃支护材料，不燃或难燃材料制品，并防止可燃物的大量积存。在矿井里失控的高温火源有：电器设备过负荷、短路而产生的电弧、电火花；不正确的爆破作业而形成的爆炸火焰；机械设备运转不良而造成的摩擦火花或机械摩擦产生的高温热源；吸烟、使用电炉、灯泡取暖、电焊、气焊、喷灯焊接以及瓦斯、煤尘爆炸、坏人的阴谋纵火等而出现的明火。目前以钢铁支护、料石碹、水泥锚喷、混凝土支架代替木材支护从防火角度出发是十分有利的。特别是在矿井的主要进风区段，井筒、井底车场、机修峒室、机车库、材料仓库；主要进风大巷或石门都以不燃支护材料取代易燃的木支护。然而有些矿井使用金属拱形支架支护大巷的同时，却大量地配以易燃的木背板，搪材背板。井筒虽是水泥发碹但罐道、井梯却用木材制成。1974 年 4 月抚顺胜利矿二号入风人车斜井，发生一次严重的外因火灾，就是由于电缆接线盒放炮而引燃了所在地段的木背板所造成。二号入风人车斜井全长 1300m 大部砌碹支护，而唯独发火地段系 1956 年矿井改建时遗留下来的木背板金属棚，长约 350m。矿领导认识到这是一个隐患，1972 年曾经决定改换发碹支护，但由于种种原因未能付诸实现，以致酿成这次重大外源火灾事故。目前国产运输机胶带和电缆虽已有耐燃性产品，但是供不应求，井下仍大量地使用可燃的胶带、电缆、电器等，机械设备用油也是易燃的材料，发现溢油或漏油必须立即处理。

防止外因火灾的措施关键在于严格遵守《规程》的有关规定，不能存有任何麻痹侥幸的心理。在《规程》中列有“防火灭火”专章，对防止外因火灾提出了严格的要求：“新建矿井的永久井架和井口房，或者以井口为中心的联合建筑，都必须用不燃性材料建筑……”（200 条）；“井口房和扇风机附近 20m 以内，禁止烟火和用火炉取暖……”（202 条）；“井筒、平峒、各水平的井底连接处及其井底车场，主要绞车道同主要运输巷道、回风巷道的连接处，井下机电峒室，主要巷道内皮带运输机机头前后两端各 5m 范围内，都必须用不燃性材料支护”（203 条）；“井下严禁使用灯泡取暖和使用电炉”（204 条）；另外在本条中对井下从事电焊、气焊和喷灯焊接还作出了一系列的安全规定。“井下和峒室内不准存放汽油、煤油和变压器油，井下使用的润滑油、棉沙和布头等，必须存放在盖严的铁筒内，用过的棉沙和布头等，也必须存放在盖严的铁筒内，并定期送到地面处理……”（205 条）。除此而外，在《规程》的其它章节，从防止外因火灾出发也有一些规定。如“总则”部分第 9 条明确指出“严禁携带烟草和点火物品下井”，“开采”“通风、瓦斯和煤尘”“煤与沼气突出”“火药和井下放炮”“运输、提升和空气压缩机”“电气”等章都可以举出与防止外因火灾有关条文。上述这些条文都是在总结了历史上血的教训的基础上制订的。

外因火灾的前期及时发现是防止其发展，控制其危害的一个重要方面。温升变色涂料

就是早期发现电器机械设备发热的指示剂。当我们把这种涂料涂在电机或机械设备的外壳上和容易发热的部位。一旦温升超出额定值即会变色给人以火灾预告。当温度下降到正常值，则又恢复原色。以黄色碘化汞 ( $HgI$ ) 为主体的变色涂料，当涂敷物的温度由常温升到  $54\sim82^{\circ}\text{C}$  时即变为桔红色，以红色碘化汞 ( $HgI_2$ ) 为主体的涂料，温度上升到  $127^{\circ}\text{C}$  时变为黄色，温度下降后又恢复原色。其它预告电器机械设备温升的尚有以易熔合金、热敏电阻等制成的感温元件，而且将这些元件与灭火装置联动，可以在发生外因火灾时自动灭火。苏、波、英、日一些国家在皮带运输机上安设这类自动灭火系统后成效显著。据苏联库兹涅茨煤田的报导，采用自动灭火系统后 82 年全年没发生一次皮带运输机火灾或者刚要发生时即被扑灭。

## 第五节 矿井灭火

### 一、灭火方法

如前所述，火灾发生的三要素：热源、可燃物、空气的供给必须同时存在，相互结合，缺一不可。灭火就要除掉其中一个、二个或者全部三要素，因而灭火的方法大体可以对应地区分为：清除可燃物，降低燃烧物温度，断绝空气的供给三个方面，但是每个具体灭火方法的灭火作用并不局限于某一方面：

#### 1. 消除可燃物

清除可燃物就是将已经发热或者燃烧的煤炭以及其它可燃物挖除、清掉、运出井外。这是扑灭矿井火灾最彻底的方法。采用这种方法灭火的条件是：

- 1) 火源位于人员可以直接到达的地点；
- 2) 火灾处于初起阶段，波及范围不大；
- 3) 火区无瓦斯聚积，无煤尘爆炸危险。

挖除火源前要准备好充足的水量，指定排风的路线。在挖除时，要随时检查温度和瓦斯浓度并配合以水降温灭火。挖除的热煤要及时运出井外，遗留的空间要用不燃性材料如砂、矸石、黄泥等予以充填。挖除的范围要超过发热的煤炭  $1\sim2\text{m}$ ，进入煤体温度不超过  $40^{\circ}\text{C}$  的地方。挖除煤炭需要爆破时，应对炮眼采取注水降温的措施，炮眼温度不得超过  $45^{\circ}\text{C}$ 。

这种灭火方法具有一定的危险性，工作中要组织力量，制订严格的安全措施，力求在最短的时间内一气呵成。对新区发生的第一把火应首先考虑采用这种灭火方法以绝后患。

#### 2. 降低燃烧物的温度

能够起降温灭火作用的器材有：水、灌浆、泡沫灭火等。

##### 1) 用水灭火

水是最有效、最经济而且来源最广泛的灭火材料。水的灭火作用主要表现在：

- (1) 水的热容量大，一升水转化成蒸汽时能吸收  $2256.7\text{kJ}$  的热量，所以用水灭火时吸热能力强，冷却作用大；
- (2) 1 升水全部汽化时，可生成  $1.7\text{m}^3$  的水蒸汽，大量水蒸汽具有冲淡空气中的氧浓度而包围隔离火源，对火灾起窒息作用；

(3) 利用水枪形成强有力的射流，具有压灭火焰的机械作用；

(4) 浸湿火源邻近燃烧物，能够阻止燃烧范围的扩大。

用水灭火必须注意如下的问题：

(1) 要有足够的水量，不能搞“杯水车薪”，水量不足不仅难以灭火，而且有可能遗误战机，造成火势扩大；

(2) 用水灭火时人要占据上风头工作，射流由火源的边缘逐渐地推向中心，以免产生过量的水煤汽爆炸伤人；

(3) 必须保持一个畅通的排烟通道，以防高温的水蒸汽和烟流返回伤人；

(4) 不能用水扑灭带电的电器设备火灾，不宜扑灭油料火灾。

### 2) 灌浆灭火

灌浆的材料可以是黄土、粉碎的风化页岩或砾石、电厂飞灰或者河砂、石灰等。浆材的选取、泥浆的制备、灌浆的工艺已在预防性灌浆中述及，灭火原理与防火相似。灭火方法根据矿井与火区的具体情况不同而异。如果在采深不大的矿井，火源距地面较浅时，而且地表又有黄土源，则可以从地表打钻把泥浆直接送入火区；矿井采深较大，火源距地面深，最好设地面固定灌浆站，建立输浆系统在井下向火区打钻灌浆。但是无论采用那种灌浆灭火方法都要注意一点，对火源要实现自上而下的浇灌：俗称“劈头浇”。因为只有这样才能最大限度地发挥灌浆效果，降温，覆盖火源使之熄灭。实现“劈头浇”的条件：一是摸清火源的确切位置；二是钻孔终点位置一定要落在火源的上方。

火源发生在煤柱煤壁的裂隙内，采取打钻(3~10m)压注泥浆和石灰乳的灭火方法也是可行的。泥浆水起降温作用，泥浆沉积在裂缝中具有充填、固结、隔离的作用。这种灭火方法工艺简单，需要的设备也不多和压注阻化剂基本相同。压注阻化剂灭火也应列为这一类灭火方法的一项新技术。

### 3) 泡沫灭火

灭火泡沫有两类：空气机械泡沫与化学泡沫。前者是在第二次世界大战以后，从军工系统引进的一项灭火新技术，后者是广泛用于地面灭火的得力手段。空气机械泡沫就是用机械的方法（扇风机）将空气鼓入含有泡沫剂的水溶液而产生的泡沫。泡沫发生的倍数在500~1000之间，由于它比化学反应产生的泡沫倍数(10~20倍)高得多，故又称高倍数空气机械泡沫。

高倍泡沫灭火的作用实质上是增大了用水灭火的有效性，送往水源点的大量的泡沫起着覆盖燃烧物断绝空气供给的作用；与火源接触泡沫破裂，水汽蒸发吸热，产生大量水蒸汽。降温、稀释氧浓度，具有抑制燃烧，熄灭火源的作用。另外，大量泡沫包围火源阻止热的传导，对流与辐射阻断了火势的扩展与蔓延。

抚顺煤研所研制的高倍数空气机械泡沫灭火装置如图4-34所示。主要发泡剂为脂肪醇酸钠或 $\alpha$ -烯基磺酸钠，泡沫稳定剂为C<sub>12-6</sub>混合醇(R·OSO<sub>3</sub>Na——R代表C<sub>12</sub>-C<sub>14</sub>的烷基)。

灭火时，首先要在火源上风头的巷道内构筑密闭墙，然后发射泡沫，在巷道内形成一个泡沫塞向火源移动，扑灭火灾。在盲巷或掘进工作面发生火灾时，可以利用风筒输送泡沫。

泡沫灭火在我国煤矿里已经多次成功应用。其优点是灭火速度快，效果好，恢复火区生产容易。

1975年9月中旬，公安与煤炭两部联合召开高倍泡沫灭火鉴定会议期间，北京矿务局木城涧煤矿岩石运输大巷由于运煤列车掉道，碰断水泥支架棚腿，顶板冒落压断架线电机车的架空线，接地短路冒火引燃了垮落的木料和电缆，而导致了一场大火。当时火区风大（ $780\text{m}^3/\text{min}$ ），可燃物多（巷道顶部2~5m高的空顶全部用木垛架起，两帮也有大量木材背板），火势发展迅猛。决定采用高倍数泡沫灭

火，前后共发泡五次，经过五天将火区熄灭。并且很快恢复了生产，如果采用隔绝的方法，封闭火区灭火，至少要用半年以后才能启封恢复生产。相比之下泡沫灭火的优越性显然可见。但是运用泡沫灭火也有失败的教训，关键是使用的条件不当，如果火源已经燃烧到煤壁的深部，用泡沫灭火就很难奏效。

化学泡沫灭火器一般分为泡沫式和酸碱两类。无论哪一类都是利用物质间的化学变化而产生的泡沫，喷洒在着火物的表面上而灭火的。泡沫式灭火器的药剂是碳酸氢钠（ $\text{NaHCO}_3$ ）发泡剂与硫酸铝 $[(\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3)]$ ；酸碱灭火器的药剂是碳酸氢钠（ $\text{NaHCO}_3$ ）与硫酸（ $\text{H}_2\text{SO}_4$ ）。

### 3. 隔绝窒息灭火

隔绝空气的供给，减少火区的氧浓度使火源缺氧而窒息。属于这类灭火方法的有传统的构筑防火墙（又称密闭）封闭火区法，也包括注入惰气灭火法。

#### 1) 封闭火区隔绝灭火法

在通往火区的所有巷道内以最快的速度，在最短的时间内建立起防火墙，阻断氧气的供给使火源熄灭。这种灭火方法最适宜于无法直接扑灭或直接灭火无效、火势猛、火区范围大的火灾。所以《规程》规定：“不能直接灭火时，必须封闭火区。……”（214条），显然封闭火区灭火法是直接灭火的一项后备方法，将它看作消极灭火法的观点是值得商榷的。更确切的说，二者是辅相成的。

根据所起作用不同，用之于封闭火区的防火墙可分为：

(1) 临时防火墙：临时阻断火区供风，控制火势发展，对它的要求，关键在一个快字。传统的临时防火墙是木板涂黄泥，目前已经出现用耐火轻质材料制成的伞式封闭和耐燃材料制成的充气密闭。伞式密封能够借助于风流压力在巷道内迅速展开而阻断风流。充气密封有整体和单元组合两种形式。充气方法靠压缩二氧化碳或氮气。

(2) 永久防火墙：长期封闭火区，阻断风流。因此对它的要求是既坚固又密实。这类防火墙根据用料不同有：木段、料石、砖、混凝土等多种形式。木段与混凝土防火墙适用于地压较大的巷道。料石和砖防火墙适用于顶板稳定、地压不大的巷道。

(3) 耐爆防火墙：耐爆防火墙是在瓦斯较大的地区封闭火区时，防止火区内发生瓦斯爆炸伤人而构筑的防火墙。国内一般是用砂袋堆砌而成（图4-35），在有水砂充填系统的矿井也可用砂段构成（图4-36），国外目前采用石膏快速充填耐爆防火墙。砂袋防火

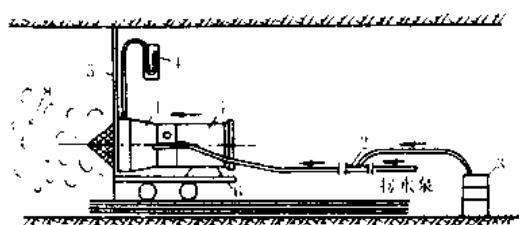


图 4-34 高倍数泡沫灭火装置

1—泡沫发射器；2—喷射泵；3—泡沫剂；4—水柱计；  
5—密闭墙；6—平板闸；7—扇风机；8—泡沫

墙的厚度一般为巷宽的两倍，砂段防火墙的厚度至少要保持在5~10m，石膏防火墙的厚度依巷道断面的大小而有所不同。

构筑砂袋或石膏耐爆防火墙时，除了要安设采样内检测管之外，还应安设放水管和过风筒。过风筒由钢板卷制而成，直径为800mm。过风筒的作用：一是在封闭火区期间保持送风稀释瓦斯；二是在封闭之后，于火灾熄灭过程中，可派救护队员进入火区侦察火情。过风筒里端有一可从外端控制的盖子，根据需要而启闭。

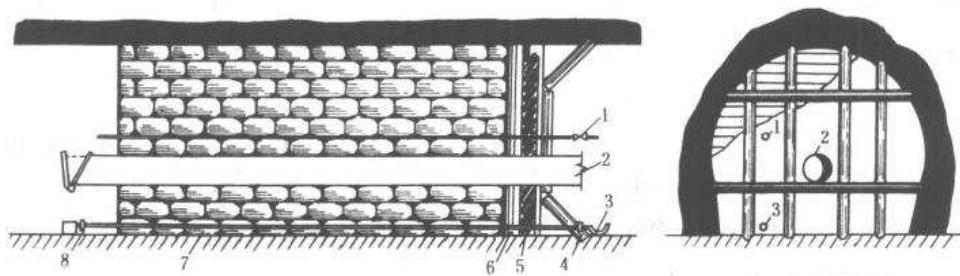


图4-35 砂袋耐爆防火墙

1—采样检测管；2—过风筒；3—放水管；4—加强支撑；  
5—木板；6—立柱；7—砂包；8—过滤头

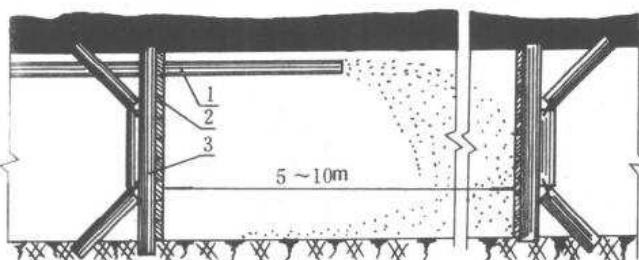


图4-36 砂段耐爆防火墙

1—水砂充填管路；2—滤砂挡墙；3—支柱

正确地选择防火墙位置和封闭火区顺序是能否成功灭火的关键。防火墙位置的选择必须遵循封闭范围尽可能小，构筑防火墙的数量尽可能少和施工快的原则。具体要求是火区进风防火墙的位置要选在距火源近而且支护完整的地段。在瓦斯矿井，进风防火墙与火源之间的空间愈小，瓦斯超限聚积的机率愈小。在进风防火墙与火源之间切忌存在有连通火源前后的巷道（图4-37），这样的巷道最易造成火烟的循环而导致火灾气体爆炸。防火墙的位置距贯穿风流不宜过远，因为防火墙建成之后将形成一个盲巷，很容易出现瓦斯超限聚积，检查人员无法入内。如果限于其它因素必须建立在距贯穿风流较远的地方，不能依靠扩散通风稀释瓦斯时，则应建立导风设施（图4-38）。

封闭火区的顺序在非瓦斯矿井，先构筑和封闭入风侧的防火墙以减弱火势，然后再派救护员建立火区回风侧的防火墙，显然工作的条件要好一些也便于快速施工。对瓦斯矿

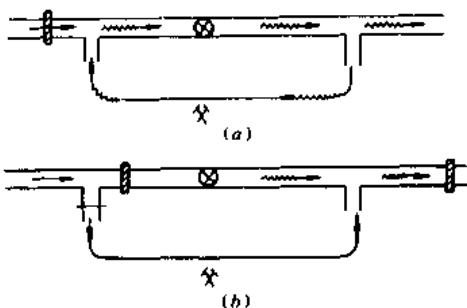


图4-37

a—火区进风侧防火墙位置选择错误;  
b—正确地选择火区进风侧防火墙位置

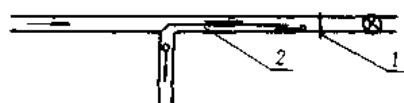


图4-38 封闭火区形成盲巷通风

1—防火墙; 2—导风夹墙

井，许多国家的规程都要求进回风防火墙同时密闭，出发点在于防止瓦斯爆炸。在执行这个规定中有两个错误的理解：一是要求同时构筑进回风的防火墙，其实没有必要，也不可能。因为火灾期间，回风侧的工作条件是极为恶劣的，高温、浓烟、即使救护队员也难以高效地完成工作。如果在火区进风侧初步建成防火墙并留有通风孔，既保证火源上风侧不致发生瓦斯超限聚积，又能对火势有所控制的情况下再派救护队员佩带呼吸器进入烟区构筑回风侧防火墙。然后约定好时间，进回防火墙同时封闭，才是安全的；第二个错误的理解是有人认为只要做到同时封闭，火区就不会发生瓦斯爆炸。其实不然，即使做到同时封闭只要发生爆炸的条件成熟、可燃气体（在瓦斯矿井或采区主要是甲烷）到达爆炸浓度，又具有一定的氧浓度（12%以上），与火源相遇爆炸还是可能发生。因此，在火区封闭之后，救护队员要尽快地撤离灾区。与此同时，最好将火区进回风短路（图4-39），辟开并联巷道，采取均压措施，使之尽快摆脱主扇的影响。加固与构筑永久防火墙的工作要等待一段时间（3~4小时），即火区内发生瓦斯爆炸的时间渡过以后，再派人进入完成。

（4）封闭火区期间及时掌握灾区内部可燃性气体，特别是瓦斯的变化情况，对于防止瓦斯爆炸伤害救护人员是十分重要的。波兰矿山救护总站采用气相层析仪（气相色谱仪）配以远距离取样装置组成的自动取样连续分析系统（图4-40），能够在井下，从灾区连续采取气样，每15~20分钟给出一个分析结果，使现场指挥随时掌握灾区瓦斯浓度的变化，并且能够将气样分析结果传输到地面调度站或救护总站，利用工业电视屏幕显示出瓦斯或可燃气体爆炸的三角区及灾区瓦斯或可燃气体浓度变化点，如图4-41所示。

图中共分六个区域：

I区（△BCD区）是瓦斯爆炸三角区。瓦斯与井下的空气相混合，瓦斯与氧的浓度均在此区内，遇火即会发生爆炸；

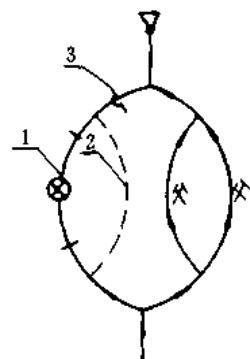


图4-39 使封闭火区进回风短路的均压措施

1—封闭火区; 2—与火区并联均压巷道; 3—均压风门

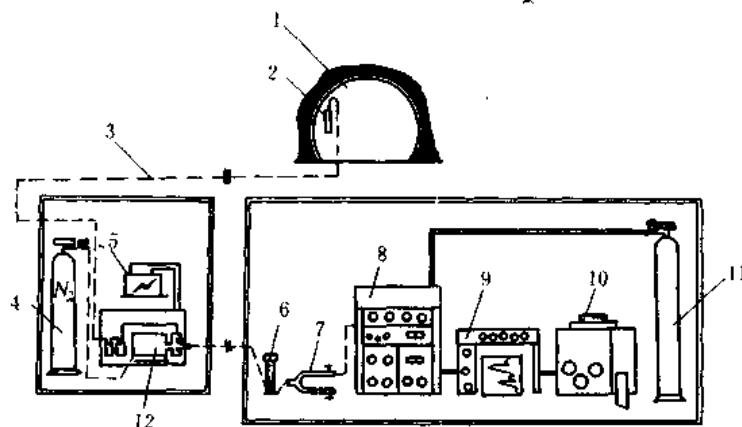


图4-40 自动取样连续分析系统

1—灾区巷道；2—取样器；3—取样管道；4—氮气瓶；5—电源；6—浮子流量计；  
7—取样接头；8—气相色谱仪；9—记录仪；10—计算机；11—氮气瓶；12—薄膜系

Ⅱ区(ABC线以上)是不存在的混合区。即瓦斯与井下空气中的氧不可能按此区域的比例相混合；

Ⅲ区(四边形ABDF)是瓦斯浓度过低不爆区。但与火焰接触会在其边缘燃烧；

Ⅳ区(CDG)是瓦斯浓度过高不爆区。但在有空气供给的条件下，遇火即可点燃。火源消失，只要有空气燃烧仍会继续；

Ⅴ区(FDG线以下，HK线以上)缺氧瓦斯失爆区。因为氧浓度低于12%，即使瓦斯浓度在爆炸界限之内，遇火也不会爆炸；

Ⅵ区(HK线以下)缺氧失燃区。在此区内氧浓度低于3%，瓦斯失去燃烧性能。

从1至17各点连成的折线是从一个火区取样分析，在不同时间得出的瓦斯或可燃气体浓度与相应的氧浓度点，显示在屏幕坐标内连接而成。从折线的变化可见，从火区取得第3个气样时(3点45分)瓦斯浓度点即已落入失爆区(氧浓度12%以下)而火区进入安全状态。以后时间里所有各次取样分析的瓦斯浓点(4至17点)均落在缺氧失爆或失燃区(氧浓度3%以下)。另外从折线的变化过程看，瓦斯浓度的增长始终没有到达4%，当然不会发生瓦斯爆炸。如果在工业电视屏幕上显示的瓦斯或可燃气体浓度点在Ⅲ区内移动，逐渐的向爆炸三角区靠拢，则说明有发生爆炸的可能。进入爆炸三角区内，一旦与火源相遇则必然要发生爆炸。正是有了这一套远距离自动取样分析系统，配合工业电视并发展了瓦斯爆炸三角区理论的应用，使救护队员处理火区时，在安全上有了保证。

## 2) 惰气灭火

在我国1959年盛行一时的炉烟灭火可谓惰气灭火的雏形，后来在某些矿区使用的干冰灭火(即固体二氧化碳，其外观与冰相像，能直接变成二氧化碳气体)，液氮灭火，湿式惰气灭火都是以惰化火区室熄火源为基本原理的灭火方法。

液氮灭火有两种形式：一是地面建立液氮汽化系统，将大型液氮槽车由制氧厂运来的液氮汽化后，借助于汽化压力或压缩泵通过水砂充填管路或专用管路送往井下火区；另一种

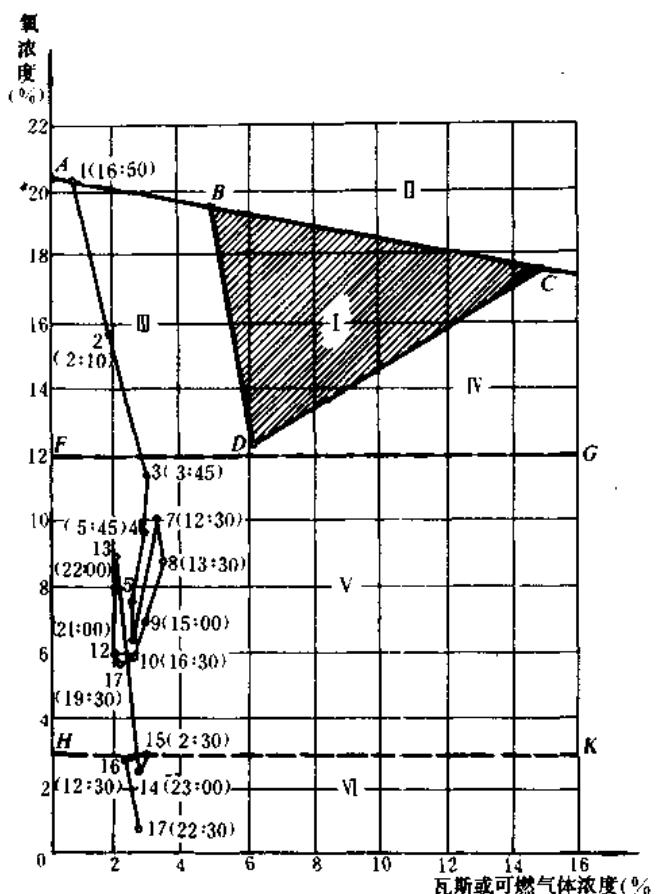


图4-41 瓦斯或可燃气体爆炸三角区及灾区瓦斯或可燃气体浓度变化图  
 A—氧气浓度为21%，沼气浓度为0%的对应点；B—瓦斯爆炸下限点( $\text{CH}_4=5\%$ ,  $\text{O}_2=19\%$ )；  
 C—瓦斯爆炸上限点( $\text{CH}_4=15\%$ ,  $\text{O}_2=17.7\%$ )，D—爆炸三角区的下角点( $\text{CH}_4=6\%$ ,  
 $\text{O}_2=12.2\%$ )；BC—瓦斯与空气中氧相混合的边缘线；BD—爆炸区下限线；CD—爆炸区上限线；  
 O—坐标系原点( $\text{CH}_4=0\%$ ,  $\text{O}_2=0\%$ )

形式是将液氮用小型槽车运往井下，直接喷入火区灭火。

湿式惰气灭火是通过喷气涡轮燃气机燃烧汽油(柴油)产生以氮、二氧化碳、水蒸汽为主体的湿式惰气，并压送进入火区，惰化火区空气，从而达到防止瓦斯爆炸和灭火的双重目的。图4-42为波兰研制的GAG II型惰气发生机组[19]。全套机组由星形滤风器、喷气涡轮燃气机、二次燃烧室、喷水冷却器、导气筒、以及供油、供水、供电和集中控制系统等附属设备组成。整机总重2t，可以解体搬运，每单元段长2m，主机最重430kg，导气筒直径800mm，涡轮燃气机转速720~1100r/min，耗油量20.4kg/min，产气量1000m<sup>3</sup>/min。湿惰气的成分：氮30.28%，二氧化碳4.65%，水蒸汽(H<sub>2</sub>O)64.3%，氧与一氧化碳微量(0.7%)。机组喷出湿惰气的温度80℃，压力4.9kPa，冷却供水量1m<sup>3</sup>/min，喷出供水量0.6m<sup>3</sup>/min，水压39.4kg/m<sup>2</sup>；机组使用寿命1200h。平时将全套设备装在二辆载重卡车上，可以随时机动到灭火矿井，运往井下组装使用。发气前需将火区从入风侧

用密闭隔离，惰气通过安设在密闭墙上的导气筒压入火区。利用湿式惰气发生机组灭火的优点是发气量大、惰化火区快、防爆和灭火效果好。另外，还配有自动调控，启动程序，能集中操作。在波兰、捷克、苏联、美国已经成功地扑灭十七次矿井火灾。抚顺煤研所研制的DQ-150型矿用惰气灭火装置，在国内也成功的使用于灭火实践。1983年3月6日鹤壁市许家沟煤矿，在主井大巷内由于动力电缆短路而引起的一场恶性外因火灾，就是利用DQ-150型矿用惰气灭火装置才得以奏效。

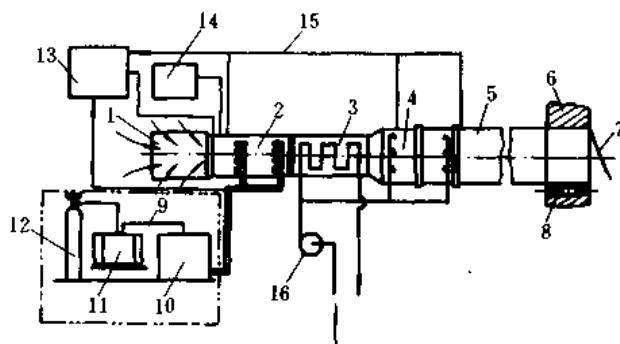


图4-42 GAG II型惰气发生机组

1—星形滤风器；2—喷气涡轮燃气机；3—二次燃烧室；4—喷水冷却器；5—导气筒；  
6—火区入风侧密封；7—导气筒反向盖；8—取样管；9~12—供油系统；13—操作表盘；  
14—供电系统；15—参数传输线；16—供水系统

国外在使用湿式惰气发生机组扑灭高瓦斯矿井火灾的同时，还配套使用远距离石膏快速密闭机组和远距离取样连续分析系统，使之形成了一套完整的安全扑灭高瓦斯矿井火灾的技术，深受现场欢迎。

## 二、火灾时期风流的紊乱及其防治

矿井火灾时期风流紊乱造成的恶性事故，中外皆有报导。由于风流的紊乱带来的烟雾四溢，侵袭井下一些难以预料的地区，造成人们惊慌失措而扩大事故的恶果。为了防止这类事故的发生，必须对火灾时期风流的紊乱形式、原因及防治措施作必要的介绍。

### 1. 风流紊乱的形式[81]

#### 1) 旁侧支路风流的逆转

在风流紊乱中这是最常见的一种形式，如图4-43a所示的简化矿井风网，三个工作面(或采区)父I、父II、父III分别布置在风网的2-4、3-4、3-5三条支路中。设若1号工作面内发生了火灾，正常情况下烟将随风流侵袭1号工作面，并通过4-5、5-6回风支路排出地面。为了讨论问题方便起见，人们命名火源 $\otimes$ 所在的风路1-2- $\otimes$ -4-5-6为主干风路，而其余支路如2-3，3-4，3-5称之为旁侧支路。旁侧支路只要保持原有的风向不变，则不致受到烟的侵袭，II、III号工作面也将处于安全之中。可是现实非如此简单，矿井发生火灾时，往往会在主干风路的排风区段分出一股烟流，沿着旁侧支路全断面地逆着原来的风向，朝着最近的节点流去，而造成风流的逆转(图4-43b、c)。由于旁侧支路(3-4)风流的逆转，烟将出人意外地侵入II、III号工作面，扩大了事故的

范围，增大了其危害性。这种风流紊乱的现象，在上行风流中发生火灾，火势未能及时控制时最易发生。

### 2) 主干风路烟流的逆退

如图4-44所示，上行风流通风的采区(父1)发生火灾时，一方面是沿着主干风路的回风段( $\otimes-4-5-6$ )向地面排烟，同时还充满巷道全断面，逆着主干风路进风方向，朝着最近的进风节点(2)逆流而退，称之为烟流的逆退。这种风流的紊乱现象可能发生在上行风流中，但更多的是发生在下行风流中。主干风路中烟流的逆退不仅扩大了烟侵地区，而且往往给直接灭火带来很大困难，甚至无法进行。

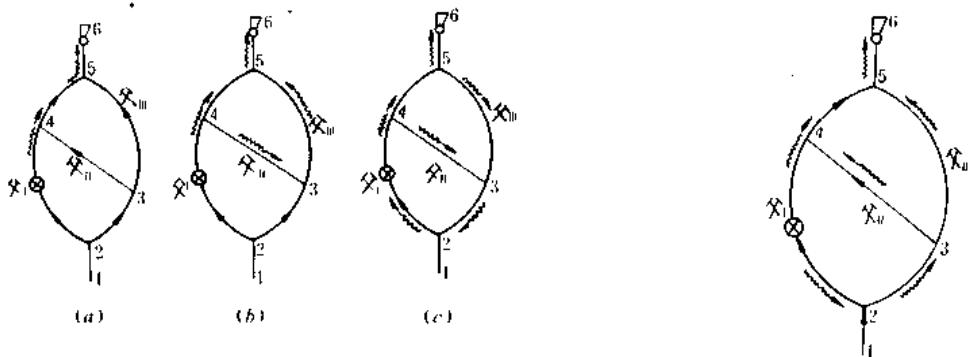


图4-43 旁侧支路风流的逆转

图4-44 上行风流主干风路烟流逆退

## 2. 风流紊乱的原因及防治

火灾时期发生风流紊乱的形式不一，其原因也有所不同。但最常见的原因是局部火风压的作用、过量烟气的生成以及主扇风压和网路风阻值的影响等。

### 1) 旁侧支路风流逆转的原因与防治

波兰学者维·布德雷克教授于50年代就对火风压的生成含义和作用从理论上进行了研究[80]，并且根据热力学的理论推导了局部火风压的概算公式。布氏提出，当矿井里发生火灾时，高温烟流经倾斜或垂直的巷道，在其局部区段上出现的热风压增值即是局部火风压。并且指出，只有在高温烟流流经的上行或下行风路中，垂直或倾斜的井巷里才会出现局部火风压。火势与燃烧的范围愈大，烟流温高而量大，流经井巷始末两端的标高差愈大，局部火风压值也愈大。这种现象在日常生活中，从对炉火烟囱作用的观察，完全可以得到验证。布氏认为：局部火风压在风网中的作用就好象一些无形的风机一样，它的作用方向在上行风路中与烟流同向，和主扇的作用方向一致，而在下行风路中反向，即和主扇作用方向相反。图4-45所示为一简化的风网，火灾 $\otimes$ 发生在1号采区上山内即上行风路内，局部火风压的无形风机作用方向与烟流同向，主干风路1-2-3- $\otimes$ -4-5-6的风向一般是不变的，而旁侧支路(3-父1-4)、(2-父1-5)的风流则有可能发生逆转。布氏推导旁侧支路(3-父1-4)风向变换的条件式为：

$$\left. \begin{array}{l} (\text{I}) \frac{h_i}{h_f} < \frac{R_s}{R_e} \text{ 旁侧支路风向不变;} \\ (\text{II}) \frac{h_i}{h_f} = \frac{R_s}{R_e} \text{ 旁侧支路风流停滞;} \\ (\text{III}) \frac{h_i}{h_f} > \frac{R_s}{R_e} \text{ 旁侧支路风流逆转。} \end{array} \right\} \quad (4-10)$$

其中  $h_i$  ——局部火风压值, Pa;

$h_f$  ——主扇风压值, Pa;

$R_s$  ——火源所在支路(3-⊗-4)风阻值,  
 $N \cdot s^2 / m^3$ ,

$R_e$  ——除火区(3-⊗-4)和要判别风向的

旁侧支路(3-父1-4)之外的其余各支路风阻的总和,  $N \cdot s^2 / m^3$ 。

由此, 我们可以得出, 在这样一个简单的风网中, 一旦发生火灾其风流紊乱, 即旁侧支路风流逆转的原因与防治措施。

(1) 局部火风压( $h_i$ )愈大, 条件式(III)愈易得到满足, 旁侧支路风流逆转而风网发生风流紊乱, 防治措施关键在于控制火势的发展, 减少烟量, 降低烟温, 从而使火风压保持最小值。控制火势, 应采取积极的直接灭火措施; 减少烟量, 可在火源上风侧张挂风帘或构筑临时防火墙以减少向火区供风; 降低烟温, 要启动设置于排烟道路上的水幕。

(2) 主扇风压( $h_f$ )愈低, 条件式(III)愈易得到满足, 旁侧支路风流逆转而风网发生风流紊乱。防治的措施则是主扇保持正常运转, 且勿降压运行, 更不允许随意停扇。

(3) 火区进风侧的风阻( $R_s$ )应尽可能的大, 条件式(I)得到实现, 旁侧支路风向不变而风网风流保持正常, 因此防止风流紊乱的措施是火源前面张挂风帘或构筑临时的防火墙, 这与减少局部火风压的措施是一致的。但是在高瓦斯火区, 火区内部排烟的道路上有遇难人员尚未救出时, 这项措施要慎重采用, 因为张挂风帘限制向火区供风后, 容易造成瓦斯超限聚积和排烟路线上的氧浓度急聚降低。这对于防止瓦斯爆炸和救助遇难人员都是不利的。

(4)  $R_e$ 应尽可能小, 条件式(I)得到实现, 旁侧支路风向不变而风网风流保持正常。构成 $R_e$ 的进风系统均是提升主井和运输大巷, 其断面支护情况较之回风支路4-5, 5-6, 都要好的多, 所以构成 $R_e$ 值的主要回风系统。当4-5支路内如果存在有调节风窗时, 对于防止风流紊乱, 防止旁侧支路(3-父1-4)的风流逆转是极其不利的。因此, 为了防止火灾时期发生风流紊乱, 一般要求矿井的回风系统也要维护良好和具有较大的巷道断面。位于排烟路线上的调节风门要设法开启, 并要密切注意防止冒顶堵塞排烟通道事故的发生。

## 2) 上行风路烟流逆退的原因与防治

在上行风路中发生火灾或高温烟流流经上行风路时, 局部火风压作用方向与主扇风压作用一致。主干风路的风流方向一般是稳定的、不变的, 而风流紊乱的主要形式是旁侧支路风流的逆转, 但有时也出现了主干风路中烟流逆退的现象, 原因何在? 显然用局部火风压的作用是解释不通的。后来布氏根据人们在井下灭火时经常观察到“排烟量往往大大超过

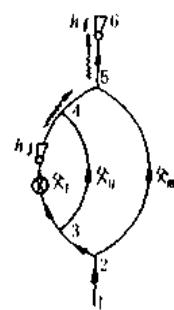


图4-45 火灾发生在上行风流中的简化风网

“风量”的现象，提出了过量烟气生成的理论。他指出：过量烟气生成的原因在于：

- (1)火源燃烧、温度上升，风流体积膨胀；
- (2)火源邻近地区煤炭干馏，产生大量可燃性气体以及瓦斯涌出，烟量增加；
- (3)直接用水灭火时，水份蒸发产生大量的水蒸气。

保守的估计，烟流体积至少要超过供风体积70%以上。布氏将这部分烟流体积的增量在网络中看作一股通往主干风路火源点的外来风流，其量为Q如图4-46所示。并推导出主干风路2-P段风向变换的条件式：

$$\left. \begin{array}{l} (I) Q^2 < \frac{h_{2-p-3}}{R_{p-3}}, \text{ 2-p段风流方向正常} \\ (II) Q^2 = \frac{h_{2-p-3}}{R_{p-3}}, \text{ 2-p段风流停滞} \end{array} \right\} (4-11)$$

$$(III) Q^2 > \frac{h_{2-p-3}}{R_{p-3}}, \text{ 2-p段风流反向主干风路发生烟流逆退。}$$

式中 Q——过量烟气， $\text{m}^3/\text{s}$ ；

$R_{p-3}$ ——主干风路p-3段巷道风阻， $\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^3$ ；

$h_{2-p-3}$ ——主扇作用于2-p-3支路的风压，Pa。

从上面的条件式中，可以分析出主干风路2-p段烟流逆退发生的原因及防治措施。

(1) 烟气的增量愈大(Q大)条件式Ⅲ愈易得到满足，主干风路容易发生烟流的逆退。因此，在控制烟气的生成过程中，一要控制火势，二要注意用水灭火时，水流不要射向火源中心，以免产生过量的水蒸气。

(2) 主扇风压愈低，作用于排烟区段(2-p-3)的风压愈小( $h_{2-p-3}$ 小)，条件式Ⅲ愈易得到满足，主干风路容易发生烟流的逆退。因此，处理这类风流紊乱现象时，一不要轻易采取停扇或降压运转的措施；二最好适当控制旁侧支路以增加主扇对主干风路的作用。

(3) 主干风路排烟区段的风阻应保持最小( $R_{p-3}$ 小)，则条件式Ⅰ最易得到满足，而主干风路风向正常，不易发生烟流的逆退，为此，①风网回风系统的巷道平时要维护良好，断面要足够大；②防止回风巷道局部堵塞和局部冒顶事故的发生；③位于排烟通道上的调节风门要及时开启。

(4) 如果主干风路烟流逆退必不可免时，最好能在火源的上风侧寻找一条短路，使逆退的烟流尽快排往回风系统。

上面介绍的风流紊乱现象，可以单独发生，也可以同时发生，无论怎样发生，都可能造成火灾事故。因此，弄清它们发生的原因及防止措施是必要的。所有风流紊乱的条件式的推导都是以最简单的并、串联风网为基础，而生产矿井的风向极其复杂，因此有关结论与措施也仅能作为处理问题的原则，因为，没有任何条件相同的一场火灾。上述原则与措施的应用都必须结合千变万化的现场条件才能奏效。

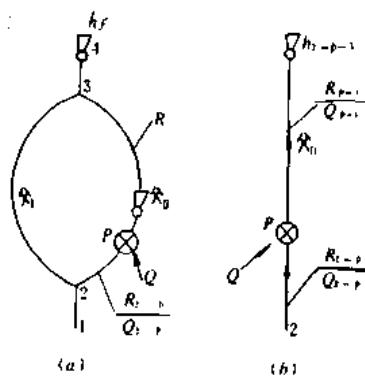


图4-46 上行风流中过量烟气造成烟流逆退

## 第六节 火灾管理与启封

矿井火灾被封闭之后，可以认为已经控制，但是火源并未彻底熄灭，对矿井仍是一个潜在的威胁。因此加强火区管理，促使火源早日消灭仍是通风灭火工作者面前的一项重要任务。《规程》对于火区的管理列有专节，其要求十分具体而明确，也说明这一工作的重要性。

### 一、火区管理

每一个火区都要建立<火区管理卡片>，绘制火区关系位置图；标明发火地点、时间及其性质，简述火区地质、开采情况；火区范围和灭火措施等。<火区卡片>应包括：火区登记表、火区灌浆注砂记录表，防火墙记录表，其格式详见《说明》。这些都是极为珍贵的资料，应责成专人完成和管理，它是日后作好通风防灭火的基础和依据，也是安排生产必不可少的资料。

关于防火墙的管理，《规程》225条有明确规定。我们的责任是要严格执行，反对那种一封了事，不管不问的作法。另外为了掌握火区漏风情况，最好在每一个防火墙上都安设简易的水柱计，随时观察其压差的变化。对于《规程》规定检查的火区气体成分、气温、水温等，最好按时间作成连续的曲线，以便更明晰地表示出变化趋势与过程。

防火墙的严密性在很大程度上决定着封闭火区灭火的成效。火区防火墙一定要定期检查，要采用石灰刷白，以便及时发现漏风裂隙。如果防火墙的顶部和两帮出现明显的漏风裂隙应采用打钻注入氯化泥浆的方法予以加固。

### 二、火区观测

只有取得大量火区内部的观测数据，才能对火情作出判断。由于对火区缺乏系统的观测，不能及时了解火情而导致火源外燃的事故时有发生。邻近进风井或进风大巷的火区更易发生此类事故。

对封闭火区的观测项目，熄灭条件，《说明》四十九条有明确的规定，一氧化碳和氧浓度是一个重要的指标。“火区的空气中不含有 CO，或封闭期内 CO 浓度逐渐下降，并稳定在 0.001% 以下”。“火区内空气中的氧(O<sub>2</sub>)浓度降低到 5% 的情况下”均是火区熄灭的条件之一。但是，有的情况并非如此简单，例如在封闭的盲巷火区、采取了均压措施杜绝了漏风的火区，火源虽然已熄灭，但 CO 却仍然长时间存在。在未采取均压措施，而且受主扇作用影响较大的火区，如果 CO、H<sub>2</sub>、CH<sub>4</sub>、C<sub>2</sub>H<sub>6</sub>以及 CO<sub>2</sub>气体浓度均在下降的同时，O<sub>2</sub>浓度却在上升。这说明前面几种气体在火区内产生的速度低于透过出风侧防火墙涌出的速度。高瓦斯煤层火区，有时可以遇到 CH<sub>4</sub>浓度迅速增长的现象，但并非来自煤的自然是火区瓦斯自然涌出。自然涌出的瓦斯，有时能将其它气体从火区挤出而造成火源已经熄灭的假象。在某些特厚煤层，由于煤的吸附氧气能力很强，火区封闭之后常常可以遇到 O<sub>2</sub>浓度迅速下降，而氮气浓度上升，超过 78% 高达 96%。煤的自热或自燃的范围愈大，火区漏风与煤炭的接触愈充分，煤的吸氧能力愈强，则火区内气体的氧浓度愈低，所以有时在火区出风侧密闭的取样分析氧浓度虽然为零，但也不能作为判定火区已经熄灭的根据。

从火区采取气样时，应选在大气压力正常或下降的时间内。每一个取样防火墙是进风还是排风都应判断清楚，予以注明。总之要力求气样能够真实地反映火区内部情况。

### 三、火区启封

启封火区应遵循的原则，《规程》226条有明确规定。启封火区是一项危险的工作，一定要谨慎从事。事先要制定安全措施和计划报主管部门批准。做好一切应急的准备，要有启封失败万一老火复燃而必须重新再度封闭的思想与物质准备。启封火区时发生瓦斯燃烧或爆炸的事故也时有发生，要严格执行防止瓦斯爆炸的有关规定。启封火区工作一般由救护队完成。

两种启封火区的方法：

#### 1. 通风启封火区法

火区范围不大，确证火源已经熄灭，可以采用此法。启封前要预先确定火区有害气体的排放路线，撤出路线上的工作人员。然后选择一个出风侧防火墙，首先打开，过一定时间再打开入风侧防火墙。待火区有害气体排放一段时间，无异常现象，可以相继打开其余的防火墙。打开第一个防火墙时，应先开一个小孔，然后逐渐扩大，严禁一次将防火墙全部扒开。

进风侧防火墙一般处于火区的下部，容易有CO<sub>2</sub>积存，开启前要注意查明，开启时也要检查，防止CO<sub>2</sub>逆风流动造成危害。

打开进、回风防火墙之后，应采用强力通风，为防万一发生瓦斯爆炸事故而伤人。这时要求工作人员撤离一段时间，待一、二个小时之后，再派人进入火区进行清理工作，喷水降温，挖除发热的煤炭等。

#### 2. 锁风启封火区

火区范围较大，火源是否已经完全熄灭难以确认。高瓦斯火区，有可能积存大量可燃性气体，一旦与残留的火源接触，有发生爆炸的危险。这时就要采取锁风启封的方法。所谓锁风启封火区就是先在原有的火区防火墙外面5~6 m的地方构筑一道带门的风墙。救护队员进入，风门关闭，形成一个封闭的空间。贮备一定的材料（水泥、砂石、坑木等），再将原来的火区的防火墙打开。救护队员进入火区探查后，确认在一段距离范围内无火源，可选择适当地点重新建立临时防火墙，恢复通风，逐段逼近发火地点。只有当新的防火墙建成后，才打开第一个风墙的风门。火区始终处于封闭，隔绝状态。

无论采用那种启封火区的方法，在工作过程中都要经常检查火区气体，如果发现有火区复燃征兆要及时处理。

## 第五章 矿井水灾及其防治

### 第一节 概 述

矿井水灾是煤矿建设和生产中的主要灾害之一。它不仅严重破坏矿井的正常建设和生产，而且还威胁人员的生命安全。

矿井水来源于地表水和地下水。地表水主要是指矿区附近地面的江河、湖泊、池沼、水库、废弃的露天坑和塌陷坑积水以及雨水和冰雪融化汇集的水。地下水主要是指含水层水，断层裂隙水和老空积水。这些水源可能从各种通道和岩层裂隙渗透进入矿井。当进入矿井的水超过正常排水能力时，就会酿成水灾。1935年山东鲁大公司淄川炭矿公司北大井（即今淄博矿务局洪山煤矿），由于水文地质情况不明，又未采取必要的探水措施，在巷道掘进到与朱龙河连通的周瓦庄断层附近时，河水突然灌入，涌水量达 $578\sim648\text{m}^3/\text{min}$ ，经78个小时全矿井被淹没，牺牲536人，是世界上最大的矿井水灾事故之一。1960年河北峰峰一矿，当回采工作面采到断层附近时，由于煤柱尺寸不够，断层水（该断层联通下部奥陶纪石灰岩含水层）大量涌出，涌水量达 $150\text{m}^3/\text{min}$ ，致使全矿井被淹没，直到1970年才恢复了生产。

为了预防和消除矿井水灾，必须了解矿井水的分布和流动规律，并采取相应的防治水措施，这些措施包括有：地表水的综合治理，地下水的预排疏干和探放，地下水的隔离与堵截，矿井水灾害的预测，透水事故的处理。

### 第二节 地表水综合治理

地表水综合治理是指在地面修筑防排水工程，填堵塌陷区、洼地和隔水防渗等措施。防止与减少雨雪和地表水大量流入矿井，同时坚持矿井防治水与农田水利建设相结合，地表与井下工程相结合，多种防水方法相结合的综合防治水方针，这是保证矿井安全生产不受水害的关键，尤其是对矿井水主要来源于地表水和雨雪水的矿井更为重要。

#### 一、矿井水的地表水源

对地表水源要进行调查和观测，摸清气候条件，地形和地貌，掌握雨雪水的分布量以及江河、湖泊、沼泽、洼地的分布状态，并进行井上下对照，分析其间的联系。

##### 1. 雨雪水

降雨和春季冰雪融化是地表水的主要来源。在开采浅部煤层时，由于地表形成塌陷区，地表水可能沿开采塌陷裂缝涌入井下。另外雨季降雨量大，在不能及时排出矿区的情况下，雨水可能通过土层的孔隙和岩层的细小裂隙渗透到井下，而造成水灾事故。例如平庄矿务局古山矿于1979年6月28日，突然降暴雨和冰雹，总降雨量达239mm，干河水位暴涨，加之下游拦水坝的阻拦，洪水不能及时泄出。矿区防洪坝漫水，又被冲开缺口，大量洪水流进塌陷坑并涌入井下造成全井被淹，使矿井停产304天，损失209万元。

## 2. 江河、湖泊、洼地积水

矿区附近地表的江河、湖泊、池沼，水库、低洼地、废弃的露天坑道等蓄存积水，可通过断层、裂隙、石灰岩溶洞等与井下沟通，使地表水有可能进入井下而造成突然透水事故。例如1928年抚顺大山矿，因掘透了贯通地面贮水池的裂缝而使全矿被淹，造成重大伤亡事故。

### 二、地表水综合治理措施

#### 1. 合理确定井口位置

井口和工业广场内主要建筑物的标高必须高出当地历年的最高洪水位，这样即使雨季山洪暴发，甚至达到最高洪水位时，地表水也不至于灌入矿井或冲垮地面建筑物。在有些情况下，确难找到较高的位置或需要在山坡上建筑井筒时，则必须修筑坚实的高台或在井口附近修筑可靠的泄水沟和防洪坝以保安全。

#### 2. 填堵通道

为防雨雪水渗入井下，在矿区采取填坑、补凹，整平地表或建不透水层等措施。对矿区的天然裂隙、废弃的小窑井筒和钻孔等，可能成为水流渗入井下的通道，应该用粘土或水泥将其填。对较大的塌陷坑、凹地应在下部填碎石，上部填土夯实并使之高出地表。如图5-1所示。

#### 3. 挖沟排（截）洪

位于山麓或山前平原的矿区，常有山洪或潜流进入，而淹没井口和工业广场，或增大矿井涌水量。一般应在矿区的上方，沿着垂直来水方向修建大致沿地形等高线布置的排洪沟，拦截洪水和浅部地下水，并将其引出矿区。如图5-2所示，沿矿区东西方向修筑排洪沟收到了很好效果。

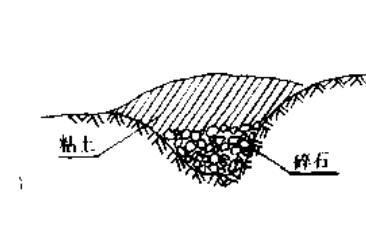


图 5-1 塌陷坑、凹地填堵图

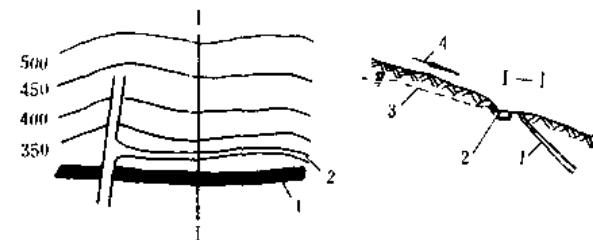


图 5-2 排洪沟图

1—煤层露头；2—排洪沟；3—潜流；4—山洪流向

#### 4. 整治河流

1) 整铺河床 河流（冲沟、渠道等）的某一段经过矿区，而河床渗透性强，可导致大量河水渗入井下，则应在漏失地段用粘土、料石或水泥修筑不透水的人工河床，以制止或减少河水漏入井下。如四川南桐直属二井河沟经过矿区，通过整铺河床后，雨季矿井涌水量减少30~50%。

2) 河流改道 当比较大的河流经过矿区而煤层顶板又没有足够厚度的隔水层时，为预防河水大量渗入，而采用河流改道措施。即在矿区上游有利地段修建水坝拦截河水，将

水引到外围不透水地段的人工河道中（图 5-3）。河流改道一般工程量大、投资多和涉及当地工农业利用河水等问题，故不轻易采用。需作仔细调查全面考虑后再作决定。

地面防排水措施，应根据地形、地质、气候、水文地质和开采条件，采取综合措施并与有关部门进行全面规划，才能获得明显效果，据徐州矿务局资料，韩桥矿区曾遭受过一次山洪冲击。使井下涌水量由  $7 \text{ m}^3/\text{min}$  猛增到  $75 \text{ m}^3/\text{min}$ 。1958 年后，在充分研究矿区自然条件的基础上，结合矿井开采的发展情况，会同当地农田水利部门拟定了“从井下着眼，井上着手，远近结合，以防为主防排治相结合”的防治水方针，按靠近山坡和平原地区的不同特点，制定了防治水的综合措施，如图 5-4 所示[65]。

近山矿区地表水的防治：首先是，山区以蓄为主，防蓄结合。配合建水库、挖鱼鳞坑、种树、开山前顺水沟，以减少矿井雨季洪峰水量；其次，矿区外围以防为主，防排结

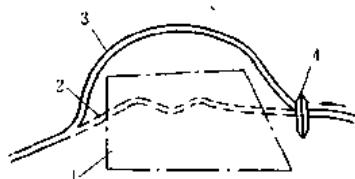


图 5-3 河流改道示意图

1—受益范围；2—天然河道；  
3—人工河道；4—水坝

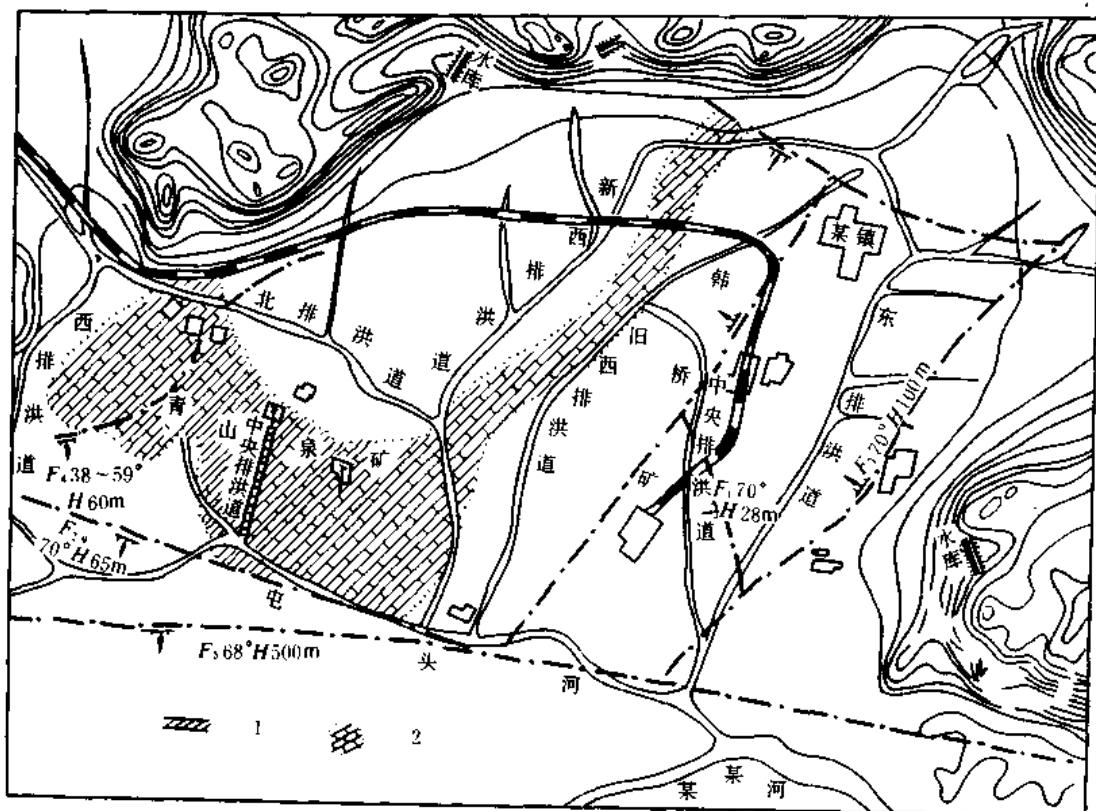


图 5-4 韩桥矿区防洪渠道系统示意图（据徐州矿务局资料）

1—排洪道铺底范围；2—太原群漏水区

合。在可能往井下漏水的灰岩露头周围用排洪沟构成排洪圈包围井田，使洪水沿环形排洪道集中，经横跨矿区铺有防漏层的主干排洪道注入屯头河。在排洪沟下口建水闸和排洪站，准备河水倒灌时落闸往外排水；最后是矿区内部以导为主，导排结合。在平原地区内挖中央排洪道，向矿区外围导流放水。在塌陷区设泵站排出积水。

平原地区应结合农田水利建设，随采矿范围扩大，使逐年开挖主干渠道连成河网系统，排泄内涝；对有溃水危险的塌陷区，使雨季各矿井的涌水量减少20~40%。所有防水工程，皆经受了五十年一遇的特大洪水的考验，保证了矿区安全生产，达到了治本效果。

### 第三节 预先排水疏干

在调查和探测到水源后，最安全最彻底的方法是预先将地下水源全部或部分疏放出来。疏干方法有三种：地表疏干、井下疏干和井上下相结合疏干。

#### 一、地表疏干

在地表向含水层内打钻孔，并用深井泵或潜水泵从相互沟通的孔组中把水抽到地表，使开采地段处于疏干降落漏斗水面之上，达到安全生产的目的。其主要优点在于能预先降低地下水位（水压），在较短时间内就可以为井巷掘进创造安全生产条件；排放的水质一般较好，可用于工农业和生活用水；与井下疏干相比，建设速度较快、成本低，而且比较安全，便于维护和管理。但需要有较大的电力和高扬程、大流量的水泵。地表疏干一般只用于较浅的条件下，近年来在国外陆续出现了高扬程、大流量的大型潜水泵，可以打深孔疏干。如英国海沃德、泰勒公司生产的扬程900m，流量为 $340\text{ m}^3/\text{h}$ 潜水泵。联邦德国普罗伊格尔公司生产的扬程500m，流量为 $1130\text{ m}^3/\text{h}$ 潜水泵。

地面疏干钻孔可布成直线、弧形、环状或其他形状，应根据当地具体水文地质条件，以排放水效果好为原则。

对老空积水，如水量不大，又无补给水源时，也可从地表打疏干钻孔排放。

#### 二、井下疏干

当地下水源较深或水量较大用地表疏干效率不高，而用井下疏干的方法，可取得较好效果，因此它在国内外得到广泛的应用。下面按不同类型的地下水来说明疏干方法和措施。

1. 疏放老空积水 排放老空积水，必须根据安全、经济、合理的原则，进行全面分析对比，针对积水区具体情况采取：

- 1) 直接放水 当老空积水没有补给水源，矿井排水能力足以负担时采用。
- 2) 先堵后放 当老空积水有水源联系，不预先堵住水源出水点就无法排完积水时采用。
- 3) 先放后堵 当被淹井巷虽有某种直接补给水源，但涌水量不大，或者在一定季节无水源补给时采用。
- 4) 先隔后放 当采区位于不易泄水的山涧或沙滩洼地之下，雨季渗水量过大时，应暂时隔离，把积水区留到开采末期处理。另外，若积水水质很坏，腐蚀排水设备，也应暂先隔离，做好排水准备工作后再排放。

## 2. 疏放含水层水

1) 利用疏干巷道疏放 如果煤层顶板有含水层, 可把采区巷道提前掘出, 使含水层的水通过其空隙和裂隙疏放出来。

2) 利用钻孔疏放 若含水层距离煤层较远或含水层较厚, 可在疏水巷道中每隔一定距离向含水层打放水钻孔进行疏干。若在煤层下部, 岩层的储水能力大于上部含水层的泄水量, 则可利用泄水或吸水孔导水下泄, 以疏干煤层和上部含水层, 这是一种理想的经济疏干方法。

3) 巷道和钻孔结合疏干 在水文地质条件复杂, 如岩溶发育的矿区, 因岩溶发育不均一, 故疏干不能用单一的措施, 要因地制宜地布置疏干孔和疏干巷道等工程。如贾汪矿区, 在岩溶发育的区段用石门集中疏干(包括利用突水点); 在岩溶不发育区段, 用钻孔分散疏干降低水位。

4) 排出流入井下的水 地面打大口径水井、并用高扬程大流量的潜水泵, 排出流入井下的主要通道的水。

如峰峰矿区, 在深部有寒武和下奥陶系灰岩, 含有水量大, 压力高(大于1470kPa)。大断层构造带附近破坏了隔水层, 使深部的地下水源穿层直上, 致使上部几个石炭系薄层灰岩含水, 给井下生产带来严重威胁。查明地下水的主要通道后, 就从地面打大口径水井排水, 起到了疏放降压的作用。除地面排水措施外, 还在井下采取排水措施, 保证了安全生产。排出的大量地下水, 提供了工农业生产的用水, 做到了综合利用。

## 三、井上井下结合疏干

根据矿区的具体情况, 还可以采用地表疏干和井下疏干相结合的方法。

# 第四节 地下水的探放

地下水的探放措施是保证矿井安全生产, 免受地下水危害的重要环节。

## 一、做好矿井地质和水文地质观测工作

为了查明地下水源, 应了解以下情况:

- 1) 冲积层和含水层的组成及厚度, 各分层的含水、透水性能;
- 2) 断层的位置, 错动距离、延伸长度, 破碎带的宽度, 充填物胶结程度和力学性质, 各含水层之间以及地下水与地表水之间的断裂在水力联系上所起的作用;
- 3) 隔水层的岩性、厚度和分布; 断裂构造对隔水层的破坏情况以及距开采层的距离;
- 4) 老窑和现采小窑的开采煤层、开采范围、开采深度以及被淹井巷的积水情况和勘探钻孔对矿井充水影响;
- 5) 矿井开采后由于顶板受破坏, 引起地表塌陷的范围, 塌陷带、沉降带的高度以及涌水量的变化情况, 进而判断透水的可能性;
- 6) 收集历年大气降水等气象资料和地表水等水文地质资料, 查明分布范围和水量;
- 7) 通过对探水钻孔或水文观测孔中的水压、水位和水量变化的观测, 查明矿井水来源, 矿井水与地下水和地表水的补给关系。

## 二、超前探水

1. “有疑必探，先探后掘”是防止矿井水灾的重要原则，遇到下面任何一种情况必须打超前钻孔探水前进：

- 1) 掘进工作面接近溶洞、含水断层、流砂层、冲积层或大量积水区时；
- 2) 当可能沟通河流、湖泊、贮水池、含水层和断层时；
- 3) 接近被淹井巷或积水老窑时；
- 4) 打开隔离煤柱放水时；
- 5) 在可能有泥浆积存的火区下部掘进时；
- 6) 在采掘工作面发现出水征兆时。

### 2. 超前钻孔的布设

超前钻孔的探水起点、探水深度、超前距离、钻孔直径和钻孔布置等要根据水文地质资料的可靠程度和积水区的水头压力、积水量、煤层厚度、硬度以及抗拉强度等因素来确定。

- 1) 当老空、老巷、废弃峒室等积水区的位置准确且水压又不超过981kPa时，探水起点至积水区的最小距离：煤层中不得少于30m，岩层不得少于20m；
- 2) 对矿井的积水区，虽有图纸，但不能确定积水区边界位置时，探水起点至推断的积水区边界的最小距离不得少于60m；
- 3) 掘进巷道附近有断层或陷落柱时，探水起点至最大摆动范围预计煤柱线的最小距离不得小于20m；
- 4) 石门揭开含水层前，探水起点至含水层的最小距离不得少于20m；
- 5) 探水钻孔的直径大小根据钻机的规格确定，一般采用75mm。孔数通常不少于3个。钻孔布置呈扇形，其方向应能在工作面前方的中心和上下左右都能起到探水作用。探水钻孔至少有一个中心孔。其它孔与中心孔成一定的角度。

### 3. 防止孔口被水冲坏

为防止孔口被水冲坏，用水泥和套管加固孔口，其长度不应小于1.5~2.0m，如图5-5所示。当水压较小(294~392kPa)时，可随时用木楔封闭钻孔；如水压很大(981~1962kPa)时，可加设防喷装置。防止钻进时喷水，由于探水钻眼布置方法可分垂直、倾斜和水平的，则防喷装置的结构也有所不同。垂直钻眼，用防喷帽和防喷接头；水平和倾斜钻眼，采用盘根密封器。在水压过大时，为了安全钻眼，还可以安设反压装置和防压控制装置[4]。

### 4. 探水时应采取的安全措施

1) 加强钻孔附近巷道支护，背好顶帮并在工作面迎头打好坚固的立柱和护板；

2) 清理浮煤，挖好排水沟，保证水流畅通，同时应备存相当容量的水仓和排水设备；

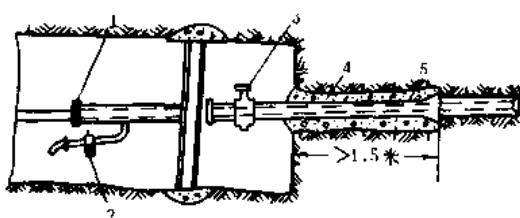


图5-5 探水钻孔示意图

1—盘根；2—放水阀门；3—关闭阀门；  
4—100mm的套管；5—75mm的钻杆

3) 探水地点与其相邻地区的工作地点保持信号联系。安设专用电话，一旦出水要通知受水害威胁地区的工作人员撤离危险地点。

4) 打钻时，要注意观察钻孔情况，如发现岩壁松动或沿杆向外流水超过正常打钻供水量以及放出有害或易燃气体等现象，要立刻停止钻进（不得移动或拔出钻杆），切断电源，撤出人员，报告矿调度室。

5) 在水压较大的地点探水时要设套管，钻杆通过套管打深水孔，套管上安有水压表和阀门。

### 三、放水

当探到水源后即可放水，为保证安全必须注意：

1) 放水前，应估计积水量、水位标高、矿井排水能力和水仓容量等。并研究放水顺序和控制放水孔的流量，作出放水设计报上级批准；

2) 探到水源后，水量不大时可利用探水孔放水，水量很大时需要另打放水钻孔；

3) 正式放水前，应进行水量、水压和煤层透水性试验，如发现管壁漏水和放水效果不好等情况，应及时处理；

4) 放水过程中要随时注意水量变化，出水的清浊和杂质情况，有无有害气体涌出和有无特殊声响等。如发现异常状况应及时采取措施，防止意外事故发生；

5) 应事先规定人员撤退路线。保证路线畅通，沿途应有良好照明。

## 第五节 矿井水的隔离与堵截

在探查到水源后，由于条件所限无法放水，或者能放水但不合理，因此需采取隔离水源和堵截水流的防水措施。

### 一、隔离水源

隔离水源的措施可分为留设隔离煤（岩）柱防水和建立人为的隔水帷幕带防水两类方法。

#### 1. 隔离煤（岩）柱

为了防止煤层开采时各种水流进入井下，在受水威胁的地段留一定宽度或厚度的煤（岩）柱，此段煤（岩）柱称为防水煤（岩）柱。

一般在下列情况下需要设防水煤（岩）柱：

1) 煤层直接位于地表水体或疏松含水层之下时，如图5-6a所示；

2) 煤层直接与强含水层接触时，如图5-6c所示；

3) 煤层被强含水层或局部强含水层所掩盖，顶板冒落会达到含水层时，如图5-6b、d所示；

4) 当煤层通过断层、裂缝与底部承压含水层有联系时，如图5-6e所示；

5) 当煤层接近充水断裂带时，如图5-6f所示；

6) 在被淹井巷上面或下面的煤层与岩层中进行采掘工作时；

7) 相邻矿井开采同一煤层，必须在矿井分界处留防水煤柱。如果矿井是以断层分界时，要在断层两侧留有隔离煤柱[3]。

合理确定煤（岩）柱尺寸的原则是：既能抵抗水的压力，又要尽可能减少煤炭损失。

因为防水煤(岩)柱尺寸的大小,受多种因素影响,如水源压力、水量、煤层赋存情况、地质构造、围岩及煤的性质等。所以至今国内外还没有一个完善的计算方法。各矿区常按具体情况和实践经验确定煤(岩)柱尺寸。但有时也可以先按理论或经验计算式求出近似防水煤(岩)柱尺寸,然后再按实际进行修正。下面分四种情况简介防水煤(岩)柱的计算方法:

1) 图 5-6a 是属于确定地表水体或疏松含水层之下煤层上部开采界限,此防水煤柱的尺寸取决于裂隙带的高度能否达到地表水体或上覆含水层的底板,即煤柱的尺寸应大于冒落带的最大高度  $h_1$  (m)与裂隙带最大高度  $h_1$  (m)之和。

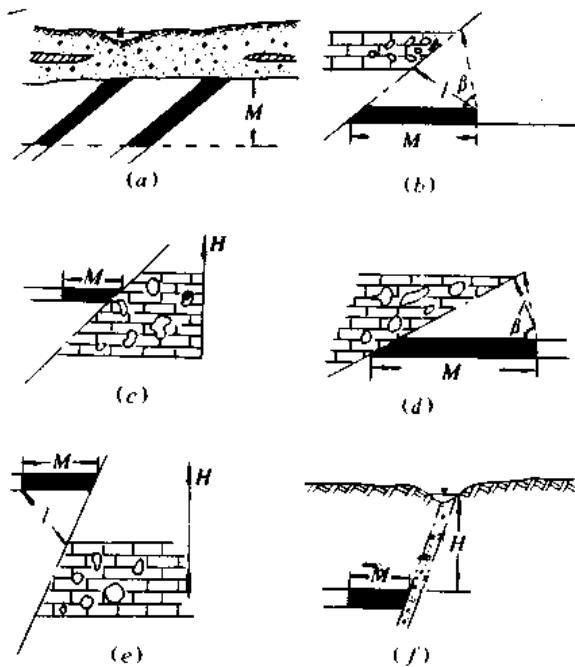


图 5-6 不同水文地质条件下留设煤柱示意图

- a—防止砂层或地表水的煤柱;
- b—被强含水层掩盖的煤柱;
- c—与强含水层直接接触的煤柱;
- d—与强含水层接触,局部为强含水层所掩盖的煤柱;
- e—接触底部含水层的煤柱;
- f—巷道接近断层的煤柱,  $H$ —距地表垂直;
- $l$ —煤柱距含水岩层垂直距离;  $M$ —防水煤柱;
- $\beta$ —倾角

用倾斜分层全部冒落法开采倾斜和缓倾斜的煤层:

(1) 对隔水性不好的坚硬岩层

$$h_1 = (4 \sim 5) \Sigma m \quad (5-1)$$

式中  $\Sigma m$ ——煤层累计采高, m。

$$h_1 = \frac{100 \Sigma m}{1.2 \Sigma m + 2} \pm 8.9 \quad (5-2)$$

式中  $\pm 8.9$ ——代表计算中的误差值，m。

(2) 隔水性较好的中硬岩层

$$h_3 = (3 \sim 4) \Sigma m \quad (5-3)$$

$$h_1 = \frac{100 \Sigma m}{1.6 \Sigma m + 3.6} \pm 5.6 \quad (5-4)$$

(3) 隔水性好的较硬岩层

$$h_1 = (1 \sim 2) \Sigma m \quad (5-5)$$

$$h_1 = \frac{100 \Sigma m}{8.1 \Sigma m + 5} \pm 5.1 \quad (5-6)$$

用全部冒落法开采急倾斜的煤层：

(1) 坚硬岩层

$$h_1 = (0.4 \sim 0.5) h_I \quad (5-7)$$

$$h_I = \frac{100 m h}{4.1 h + 133} \pm 8.4 \quad (5-8)$$

式中  $m$ ——煤层采高或厚度，m；

$h$ ——回采阶段垂高，m。

(2) 中硬岩层

$$h_1 = (0.4 \sim 0.5) h_I \quad (5-9)$$

$$h_I = \frac{100 m h}{7.5 h + 293} \pm 7.3 \quad (5-10)$$

如用充填法采煤时：

$$h_I = (3 \sim 4) m \quad (5-11)$$

以上经验公式系依据枣庄、徐州、淮北、淮南、肥城、本溪、辽源等矿区30个煤矿，近300个观测值而求得的[65]。

2) 单一煤层，对于巷道前方或侧帮有含水层或充水断裂带时，所需留设的煤柱尺寸，按下式计算：

B·Д·斯列萨列夫是按抵抗水压的压力来计算防水煤柱的宽度 $a$ [65] (图5-7)：

$$a = 0.5 z \sqrt{\frac{3P}{K_y}} \quad (5-12)$$

式中  $z$ ——巷道的高度，m；

$P$ ——含水层或水体给予侧帮的静水压力，Pa；

$K_y$ ——煤层的平均允许抗拉强度，Pa；其值按下式计算：

$$K_y = \frac{K_u}{M}, \quad K_u, M \text{ 为极限抗张强度, 安全系数 (取 } 2 \sim 5 \text{ )。}$$

上式是把防水煤柱视作材料力学中的均质简支梁，略去煤柱自重，承受均布载荷（水压），按其最大弯曲拉应力计算出来的理论公式。

3) 煤层顶底有承压含水层，水压可鼓破采掘工作面时，所需的隔水层以及断层带的隔水层的最小安全理论厚度 $t_1$ 可按下式计算：

B·Д·斯列萨列夫按梁和强度理论导出的顶底板抗静水压力隔水层的最小安全理论厚度  $t_f$  (m) [65]：

$$t_f = \frac{L(\sqrt{\gamma^2 L^2 + 8K_y H_s} \pm \gamma L)}{4K_y} \quad (5-13)$$

式中  $L$ ——巷道宽度, m;

$\gamma$ ——顶底板隔水层岩石的重率 ( $N/m^3$ ), 由试验确定;

$H_s$ ——顶底板含水层的实际水压 (Pa);

$K_y$ ——隔水层的允许抗拉强度, (Pa)

当采掘工作面在含水层之上时, 隔水层自重( $rL$ )抵消一部分水压力, 故上式取“-”号; 相反, 采掘工作面在含水层之下时取“+”号。

4) 煤层赋存情况如图5-6b、d和多煤层“同时”开采时, 防水煤柱的留设, 除各层按上述计算确定外, 还要用“塌陷角”(可根据观测或计算求出)进行验算, 以防开采下部煤层时破坏上部煤层留设的防水煤柱。

## 2. 隔水帷幕带

隔水帷幕带就是将预先制好的浆液通过由井巷向前方所打的具有一定角度的钻孔, 压入岩层的裂缝中, 浆液在空隙中渗透和扩散, 再经凝固硬化后形成隔水的帷幕带, 起到隔离水源的目的。由于注浆工艺过程和使用的设备都较简单, 效果亦好。因此, 目前国内外均认为它是矿井防治水害的有效方法之一。

在下述条件下可采用注浆建立隔水帷幕带:

1) 当老空水或被淹井巷的水与强大水源有密切联系, 单纯采用排除积水不可能或不经济时;

2) 当井巷必须穿过含水丰富的含水层或充水断层, 不隔离水源就无法掘进时;

3) 某些大涌水量的矿井, 为了减少矿井的涌水量而采用隔水帷幕带。

为了取得注浆隔水的预期效果, 必须首先查明水源的存在状况, 以便制定切合实际的注浆隔水方案。包括确定隔水部位、钻孔布置、注浆材料的选择、配比和数量、注浆方法、注浆系统、施工工艺和方法、隔水效果的观测以及安全措施等。

合理选择注浆材料十分重要, 它关系到注浆工艺、工期、成本及隔水效果。目前国内外应用的注浆材料多种多样, 可分为硅酸盐类与化学类[66]。

硅酸盐类浆液有单纯水泥浆与水泥-水玻璃(硅酸钠)浆液两种。由于水泥的来源广、便宜、强度高, 所以水泥是应用最多的注浆材料。但水泥浆的初凝时间太长, 结石率低, 而且在动水条件下易被冲走。水泥-水玻璃混合浆液的初凝时间可以控制在一分钟以内, 而且结石率可达百分之百。

化学类浆液材料的种类较多。目前国内外用的较多的是丙凝(MG-646)、铬木素、脲醛树脂、MS-10树脂和AF-3甲醛丙酮等。MG-646粘度几乎和水一样, 凡是水可以渗透的岩层, 它都可以渗入。它的凝胶时间从几秒到几小时, 可以准确控制, 并且在凝胶前粘度不变。MS-10树脂和AF-3甲醛丙酮成本低、货源广, 具有渗入扩散能力强, 加

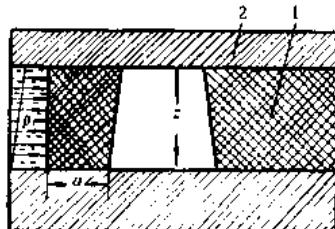


图 5-7 巷道侧方承受静水压  
力示意图

1—煤层; 2—隔水层; a—防水煤柱宽度;  
z—巷道高度

固隔水性能好的特点。

采用什么浆液，应按注浆隔水的水文地质条件以及施工的要求而定。在基岩裂隙条件下，进行地面预注浆或井筒工作面预注浆时，由于需要的浆液体积多且要求浆液有较高的抗压强度，一般采用水泥浆或水泥-水玻璃混合浆。当进行井筒壁后注浆时，需要浆液体积小，而且要求凝胶时间快并能准确地控制，一般可用水泥-水玻璃浆液、铬木素等。在冲积层注浆时，对于粗砂、中砂可采用水泥-水玻璃浆液；对于细砂、粉砂、沙质粘土以及细小裂隙，宜采用可注性好的各种化学类浆液，如MS-10树脂，浆液在温度20℃时，可在弱透水的干燥式饱水地层内进行。若以铵盐或铵酸作催化剂，凝胶时间可控制在数分钟至数小时。AF-3甲醛丙酮能在碱性介质中形成凝胶，催化剂采用氢氧化钠水溶液，调整催化剂的浓度，凝胶时间可控制在30分钟至数小时。对于溶洞、断层、破碎带和突水事故处理。目前采用的办法是：先注惰性材料，如砂子、炉碴、岩粉、砾石、锯末等，以充填过水通道，缩小过水断面，增加浆液流动阻力，减少跑浆；然后再注快凝水泥-水玻璃浆液，或采用强度较高的化学浆液材料。

钻孔的布置是否合理，直接关系到注浆效果。如苏联某矿通风石门掘进时，穿过一条走向方位5~10°的急倾斜（88°）的裂缝（裂缝开度为0.15m）而发生了突然涌水，采用了打钻注浆的方法，钻孔布置如图5-8[68]所示。开始时，在靠近混凝土隔墙打1号钻孔注入20m<sup>3</sup>泥浆，因隔墙支撑不住所注入的泥浆，致使泥浆沿巷道整个工作面流出。后打2号、3号钻孔，孔长均为38m，每孔注入870m<sup>3</sup>泥浆，泥浆压力为11.9MPa，所用泥浆密度为1230~1280kgf/m<sup>3</sup>的粘土水泥浆。泥浆的动剪应力为197Pa，消除了涌水，保证了掘进工作正常进行。

注浆隔水的方法又可分为动水注浆和静水注浆两种。静水注浆，浆液不易流失，容易控制，但有时为了达到地下水处于静止状态，必须增加许多工程和辅助设施。动水注浆，若地下水流速不大时，有助于浆液流动扩散，充填空隙，对注浆有利；但如果水流速度过大，则容易冲走浆液，不利于充填固结。因此在动水注浆时，应先灌注惰性材料作为骨料用，根据浆液扩散距离，在浆液中加入适量的促凝剂（水玻璃、氯化钙）。有时为了使浆液分散的面积大一些，而需要减缓凝结，则可在浆液中加缓凝剂（磷酸氢二钠、鞣酸钠、木质亚硫酸等），能取得较好效果。

## 二、矿井突水的堵截

为预防采掘过程中突然涌水而造成波及全矿的淹井事故，通常在巷道穿过有足够的强度隔水层的适当地段上，设置防水闸门和防水墙。

### 1. 防水闸门

防水闸门一般是由混凝土墙垛、门框和能开闭的门板组成。门框的尺寸应满足运输的需要，一般宽在0.9~1.0m以上，高为1.8~2.0m。门扇视具体情况可采用单扇门如图5-9所示[49]，或双扇门如图5-10所示[14]。门扇的形状有圆形和矩形两种。门的形式通常是

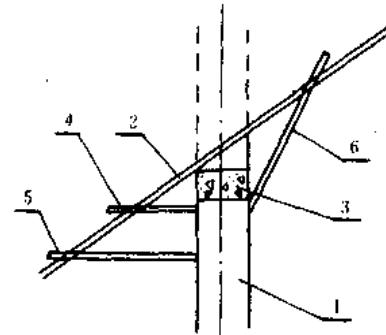


图5-8 钻孔注浆法钻孔布置示意图

1—通风石门，2—含水裂缝，3—混凝土隔墙，  
4—1号钻孔，5—2号钻孔，6—3号钻孔

平面形，如图5-11所示，以及单向拱形闸门如图5-12所示[60]。当水压超过 $2453\sim2943\text{ kPa}$ 时，可采用球面形如图5-13所示[60]。无论平面形或球面形的门扇，其与门框的接触面都要做成斜的，而且门与门框之间，均应垫有橡胶或浸过焦油的帆布或铅板，以保证接触严密不漏水。当水压不超过 $2943\sim3924\text{ kPa}$ 时，用 $35\sim65\text{ mm}$ 的钢板制成，或在工字钢两面焊以一定厚度的钢板；当压力更大时，可用铸铁或铸钢浇铸而成。水闸门门体的强度必须保证在承受水压时不挠曲，使门扇和门框紧密吻合。墙的四周要楔入岩石，使它不致漏水并能承受较大的水压。

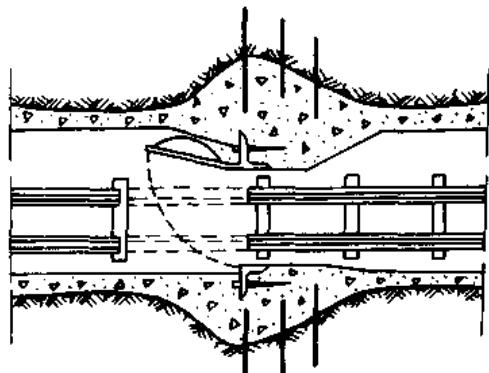


图 5-9 防水闸门示意图

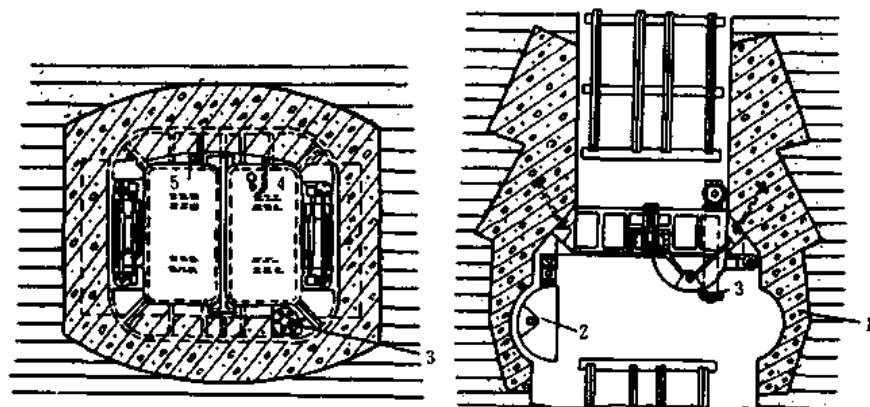


图 5-10 水闸门

1—混凝土墙垛；2—门扇；3—放水管；4—压力表；5—放气管

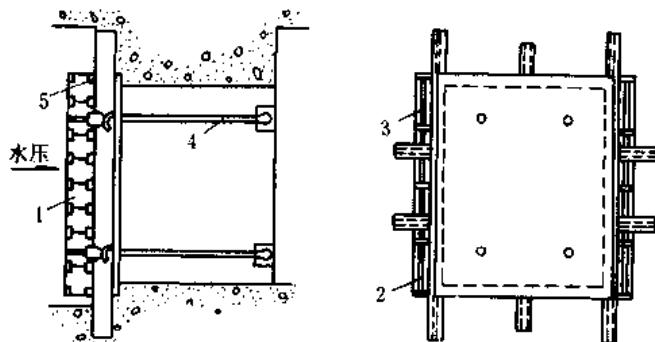


图 5-11 平板矩形闸门

1—门扇；2—门框；3—门棱；4—拉杆；5—止水橡皮

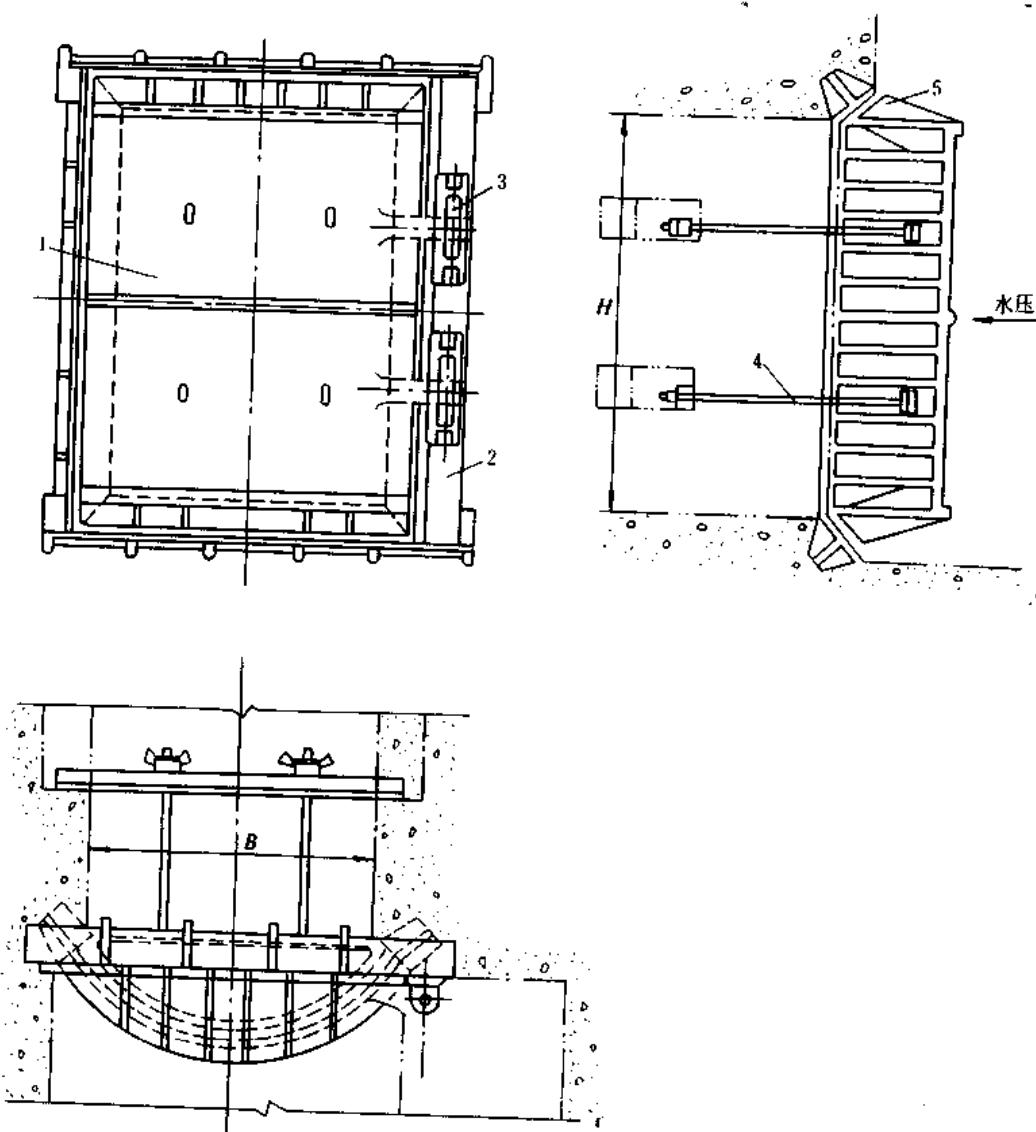


图5-12 单向拱形闸门  
1—门扇；2—门框；3—门绞；4—拉杆；5—止水垫料

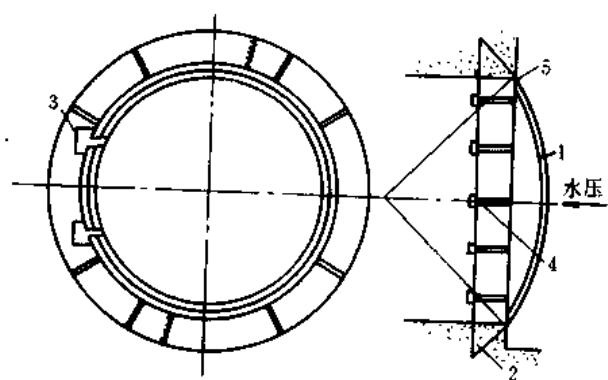


图5-13 球形拱形闸门  
1—门扇；2—门框；3—门绞；4—拉杆；5—止水垫料

防水闸门应当砌筑在通往水害威胁地区巷道的总汇合处，井底车场和井下水泵房也都应设置防水闸门。水闸门平时是开启的，在需要运输的巷道内，闸门所在位置装设短的活动铁轨，当发生透水时，可迅速将活动铁轨拆除，关闭闸门。

峰峰矿务局根据建筑结构力学中膜型扁壳理论，设计制造了承压3139kPa、最大直径为2.39m的膜型扁壳铸钢球形水闸门（图5-9），其门板厚度仅为2.5cm，经耐压试验，效果良好，已正式安装使用。

## 2. 防水墙

防水墙是用不透水材料构筑的封闭的挡水设施，用于隔绝积水的老空或有透水危险的区域，属于永久性构筑物。

防水墙应满足下列要求：

- 1) 筑墙处的岩石应坚固和没有裂缝；
- 2) 具有足够的强度，能承受涌水的压力；
- 3) 不透水、不变形、不位移；
- 4) 应装有测量水压的小管和放水管。放水管用以防止防水墙在未干固前承受过大的水压。

根据构筑防水墙所使用的材料，有木制防水墙如图5-14所示；混凝土防水墙如图5-15所示；也有砖砌防水墙和钢筋混凝土防水墙。依水压大小，防水墙的形状有：水压较小时用平面形水压较大时可用圆柱形（图5-16）；水压很大时可用多段形（图5-17）。防水墙的厚度，可按最大水压、围岩和构筑材料的允许强度进行具体计算。

平面形防水墙构筑简单，应用较广，煤矿常用平面形砖砌防水墙，并抹有水泥面；圆柱形和球形防水墙其内应力分布虽较有利，但修建施工复杂。

平面形木制防水墙适用于水压不大（水头不超过20m）的窄小巷道中。

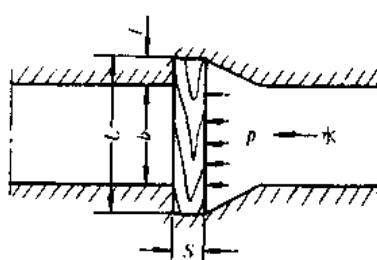


图5-14 木制平面防水墙

L—水闸墙长度；p—防水墙承受的水压；b—巷道宽；  
l—水闸墙楔入岩壁中深度；s—水闸墙厚度

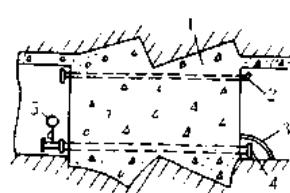


图5-15 混凝土防水墙

1—截口槽；2—细管；3—保护棉卷；  
4—放水管；5—压力表

圆柱形防水墙厚度的计算公式是考虑防水墙截槽处墙体或岩体的抗压强度，用材料力学的方法推导出来的。如图5-16中ABCD为防水墙，AB与CD支撑面承受防水墙上的静水压力。而且，圆柱面BEC承受水头压力等于同一水头加在圆柱面上的投影面上的压力。

设  $r$  —— 防水墙的内半径 ( $OA$ 或 $OD$ )，cm；

$R$  —— 防水墙的外半径 ( $OB$ 或 $OC$ )，cm；

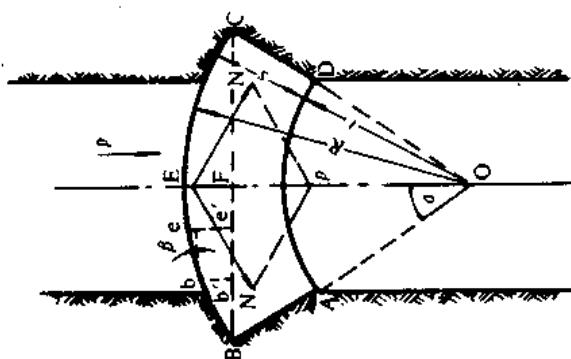


图5-16 圆柱形防水墙计算示意图

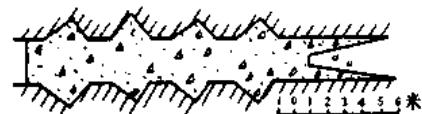


图5-17 多段形防水墙

$S$ ——防水墙的厚度( $AB$ 或 $CD$ )，cm；

$K$ ——防水墙的建筑材料或围岩的允许抗压强度(kPa)。如果岩石的抗压强度大于建筑材料的抗压强度时，取建筑材料的 $K$ 值；否则取岩石的 $K$ 值。各种常用材料与围岩的允许抗压强度见表5-1；

$p$ ——最大水压，根据水源估计而定，kPa。

在防水墙取1cm高的薄层，其表面所受水压的合力为：

$$\begin{aligned} P &= p \cdot BC = 2p \cdot BF \\ &= 2pR \sin\alpha \end{aligned} \quad (5-14)$$

将合力 $P$ 按垂直于支撑面 $AB$ 与 $CD$ 两个方向分解，则可得出作用于防水墙支撑面上的分力 $N$ ：

$$N = \frac{P}{2 \sin\alpha} = p \cdot R \quad (5-15)$$

为使防水墙稳定、坚固，应满足  $S \cdot K \geq p \cdot R$

如以半径表示，将  $R = r + S$  代入上式得：

表5-1

各种建筑材料与岩石的允许抗压强度<sup>(14)</sup>

材料或岩石种类	允许抗压强度 $K$ (kPa)	备注
用水泥砂浆砌砖	981~1172	
用纯水泥砌优质砖	1962~2354	混凝土的允许抗压强度由混凝土标号而定
好的混凝土	1472~2943	
砂 质 岩	1962~2943	110°混凝土取1472kPa
泥 质 灰 岩	981~2453	140°混凝土取1962kPa
极 硬 的 煤	1962~2453	170°混凝土取2453kPa
硬 煤	981~2453	200°混凝土取2943kPa
软 煤	294~981	

$$S \cdot K \geq p(r + S)$$

故  $S \geq \frac{rp}{K-p} = \frac{r}{\frac{K}{p}-1}$

## 第六节 矿井水灾的预测

矿井水灾害的预测是指矿井在开采前，根据地质勘探的水文地质资料及专门进行的水害调查资料，确定矿井水害的危险程度，并编制矿井水灾害预测图。依此，制定矿井开采的最佳方案，以避免或减少开采时矿井水的危害。对生产矿井，则需根据实际情况对矿井水害危险程度及矿井水灾害预测图进行修正，并进一步制定出矿井水灾害的预防措施。

### 一、矿井水灾害危险程度的确定

目前国内外有两种确定矿井水灾害危险程度的方法：

#### 1. 用突水系数来确定矿井水灾害的危险程度

突水系数是含水层中的静水压力  $P$  (kPa) 与隔水层厚度  $M$  (m) 的比值，可用下式表示：

$$K_{st} = \frac{P}{M} \quad (5-16)$$

式中  $K_{st}$  —— 突水系数，kPa/m。

上式的物理意义是单位厚度隔水层所能承受的极限水压值。

我国许多矿区都总结出运用于本区的经验数值，见表5-2[3]。并作为判断采掘中底板可能突水的指标。但式(5-16)的缺点是仅考虑隔水层的厚度，而隔水层是由各种不同强度和不同抗水性能的岩石组成。公式(5-16)没有反映这个重要因素。匈牙利等国在利用隔水层时注意了这个因素，他们以泥岩抗水压的能力为标准隔水层厚度（即以泥岩作为1，相当于1米厚完整泥岩能抗49kPa的水压），将其它不同岩性的岩石换算成泥岩厚度，称换算后岩层的厚度为等值（或等效）厚度，换算数值列于表5-3[65]中。

表5-2 某些矿区突水系数

矿 区	突 水 系 数 $K_{st}$
峰 峰	64.7~74.6
焦 作	58.9~98.1
淄 博	58.9~137.3
井 隆	58.9~147.2

这样换算后的  $M$  值，不仅有厚度，而且含有强度概念。西安煤矿研究所是以砂岩为单位，砂岩的每米厚的岩石强度为981kPa，则对于每米厚的其他岩石强度如砂质页岩为687kPa，其比值为0.7；铝土页岩为491kPa，其比值为0.5；断层带岩石为343kPa，其比值为0.35。用此系数换算为等效厚度的各种岩石。

近年来，西安煤研所和峰峰、邯郸等矿务局，依据峰峰、邯郸局试验观测资料和峰峰、邯郸、淄博、井陉等矿区突水的实际资料，又提出新的突水系数经验公式如下：

表5-3.

岩 石 等 效 系 数

岩 石 名 称	换 算 系 数
泥岩、钙质泥岩、泥灰岩、铝土、粘土、断层泥	1.0
未岩溶化的淡水灰岩、灰岩	1.3
砂页岩	0.8
褐煤(多洛格和道道巴尼亞的煤)	0.7
砂岩(渐新世)	0.4
砂砾岩、岩溶化石灰岩、泥沙、开采区松动带	0.6

• 西安煤矿研究所

$$T_{ss} = \frac{p}{M - C_p} \quad (5-17)$$

式中  $T_{ss}$  ——突水系数,  $\text{kPa}/\text{m}$ ; $C_p$  ——采煤造成底板破坏导水厚度( $\text{m}$ )；其他符号同前。

很明显，公式除考虑原有各因素外，还突出的考虑了矿山压力对底板的破坏作用。据几个矿区突水临界值资料的统计， $T_{ss}$ 在0.66~0.72间。

## 2. 按水文地质的影响因素来确定矿井水害的危险程度

该方法是按水文地质的复杂程度将矿区的水害危险程度划分为五个等级。这种划分是按四个最不利的水文地质因素进行的。同时，对每个不利的水文地质因素按其危险等级不同，规定了几种危险数值。美国 A·G·苏尔曼等对汉拉矿区作了分级[67]，如表5-4和表5-5所示，数值愈大表示危险程度愈严重。

危险指数指在某一指定地段上所有不利水文地质因素造成的地下水危险值的总和。

## 二、矿井水灾害预测图的编制

根据地质钻孔所取得的隔水层厚度，编制出煤层顶底板隔水层厚度等值线图；并按原始的或长期水位观测资料，确定矿区各地段的水压值，参照已开发矿区类似条件的某些参数值，用公式(5-17)计算某开采水平的突水系数或破坏厚度，编制相应比例尺的简单突水预测图。图5-18是峰峰煤田鼓山东边生产矿井大青煤突水系数等值线图[66]。可根据矿区 $T_{ss}$ 的临界值(在0.7左右)，来圈定安全区和危险区。由图可以看出，在背斜隆起部位和单斜距地表近的部位，突水系数小于0.7，认为是安全区；而向斜轴部附近和单斜延伸深处突水系数大的可达3~5，认为是危险区。

另一种编制地下水灾害预测图的方法，是根据观测和调查的水文地质资料，按前面介绍的四个最不利的水文地质因素，计算危险值再累计危险指数。在煤层平面图上按危险指数圈定地下水灾害的等级区域，如图5-19[66]所示，即为汉拉矿区No80煤层，地下水灾害预测图。应用这样平面图有助于制定最佳矿井规划，制定防治水害的措施，加强对危害区域的监测，保证矿井安全生产。

表5-4 汉拉组80号煤层因地下水流入而引起的危险数值

水文地质因素		因 素 的 说 明	规定危险值
1	M80A砂岩的厚度	>15m	15
		9~15m	10
		0~9m	5
2	汉拉组M80煤层和汉拉 M80A砂岩间的距离	0~3m	10
		3~8m	5
		8~9m	3
		>9m	1
3	断 裂 带	断层落差在150m以内	20
		断层落差在400m以内	10
		断层经受过不同程度的压实	10
		航测照片所显示的线性构造	
		向斜或侵蚀地形区断层落差在150m以内	10
4	汉拉M80煤层顶板的静水压力	>1400kN/m <sup>2</sup>	10
		350~1400	5
		0~350	1

表5-5 汉拉组80号煤层危险等级

危 险 等 级	危 险 指 数
I	0~10
II	10~20
III	20~30
IV	30~40
V	>40

## 第七节 透水事故的处理

### 一、透水预兆

采掘工作面透水前一般都有预兆，井下工作人员熟悉这些预兆，就能及时采取对策，防止水灾事故的发生。透水预兆有：

(1) 煤层发潮发暗。煤层本来是干燥、光亮的，由于水的渗入，就变得潮湿、暗淡，如果挖去一层，还是如此。说明附近有积水；

(2) 巷道壁或煤壁“挂汗”，这是由于积水透过微孔裂隙而凝聚于岩石表面。顶板

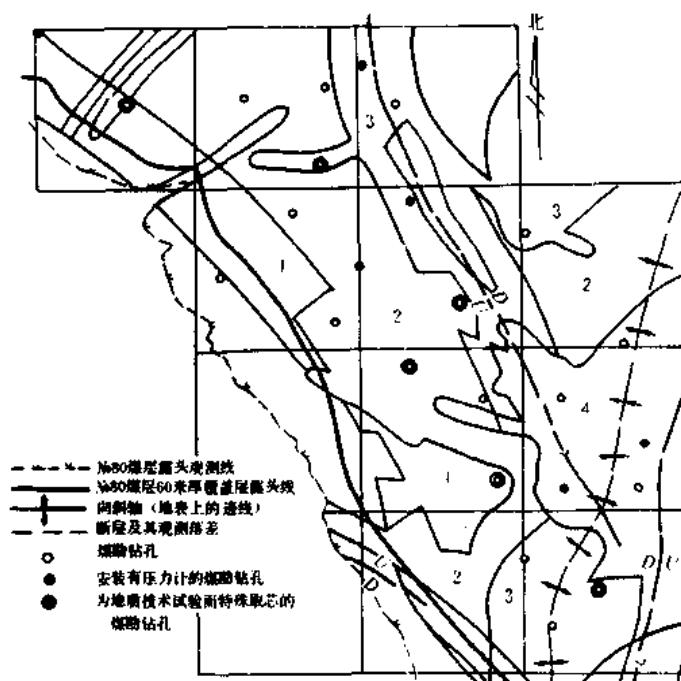


图5-19 煤层地下水灾害分级平面图

可能流入1680煤层的地下水灾害预测图危险指数值：1—0~20；2—20~30  
3—30~40；4—40以上

“挂汗”多呈尖形水珠，有“承压欲滴”之势，这可以区别自然预兆中的“挂汗”，后者常是平形水珠，为蒸汽凝结于顶板所形成：

- (3) 顶板淋水加大，尤如落雨状；
  - (4) 有时透水前底板突然涌水；
  - (5) 工作面温度下降，空气变冷，产生雾气；
  - (6) 煤层或岩层里有“吱吱”的水叫声。这是因为被淹井巷的积水具有较大的水压，能够把水从煤层或岩层中挤出来，水与裂缝摩擦而发出“吱吱”水叫声，表示有涌水危险；
  - (7) 出现压力水流，这是离水源很近的征兆。若出水清净，说明距水源还稍远，若出水混浊，表明已迫近水源；
  - (8) 工作面有害气体增加。一般从积水区散发出来的气体是甲烷、二氧化碳和硫化氢；
  - (9) 煤壁或巷道“挂红”，水的酸度大，味发涩，有臭鸡蛋味。
- 矿井水的类型不同，预兆也不同：
- (1) 老空水：一般年代很久，水量补给较差，通常属于“死水”，所以“挂红”、酸度大，水味发涩；
  - (2) 断层水：由于断层附近岩层破碎，故一般工作面出现来压，淋水增大。此外，断层

水通常补给比较充分，多属“活水”。因此很少出现“挂红”，水无涩味。若在岩巷中遇到断层水，有时能在岩缝中见到淤泥；

(3) 溶洞水：大多在石灰岩层中遇到。有时出现顶板来压，柱窝渗水，裂缝浸水等现象。这种水有时呈黄色或灰色，带有臭味；

(4) 冲积层积水：在浅部掘进井筒时常遇到冲积层水，其特点是开始水小、发黄、夹有泥砂，以后水量变大。

上述为一般预兆，有时也会遇到特殊情况，如巷道上方有一条盲巷通老空，并有较厚的游泥隔水，预兆不明显，造成假象，结果当巷道掘过去即引起岩石松动，发生突然透水。当发现工作面有涌水预兆或发生大量涌水时，说明已接近水区，应停止作业，迅速报告有关部门，及时采取有效措施。

## 二、透水时的措施

井下某地突然发生透水事故时，现场工作人员除立即向领导汇报外，应迅速组织抢救，尽可能就地取材，加固工作面，设法堵住出水点，以防事故继续扩大。如水势很猛，无法抢救，应组织人员迅速按避灾路线撤至上一水平或地面。万一来不及撤至安全地点而被堵在上山独头巷道内，遇难人员应保持镇静，避免体力的过度消耗，等待救援。

矿领导接到透水报告后，应立即通知矿山救护队，同时根据事故地点和可能波及的地区，通知有关人员撤出危险区，尽快关闭巷道防水闸门，待人员撤至井底车场后，再关闭井底车场的防水闸门，以保护水泵房，组织排水恢复工作。如系老空水突然涌出，往往带有大量的有害气体（硫化氢、甲烷等）威胁未被水淹的地区，因此要保证通风正常，迅速排除有害气体。积极组织抢救井下遇难人员，正确判断遇难人员所在位置，切不可只凭水位标高来分析井下被淹范围。如某矿老空突水两条斜井已被水淹没，斜井水位已超过工作地点标高8m多，但是掘进头人员仍然没有被水淹，如图5-20所示。这是因为巷道内有空气被压缩，水上不来。由于领导作出正确判断，并采取积极排水措施尽快将新鲜空气送往遇难地点，经八十六个小时抢险，十三名遇难人员全部得救。

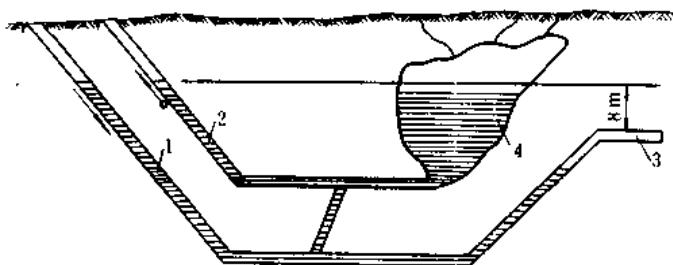


图5-20 某矿水淹示意图

1—主斜井；2—副斜井；3—掘进工作面；4—老空水

在透水后井下排水设备应全部启动，并保证排水设备处于完好状态。

当矿井或矿井部分地区被淹后，发现有人被堵于井下，应首先制订营救人员的措施，判断人员所在地点，并根据涌水量和排水设备的能力，估计排除积水的时间，如需较长

时间，可考虑向遇难地点打钻输送食物，但水位必须低于人员所在的独头上山的最高标高。

### 三、被淹井巷恢复期的排水

当水量不大或补给水源有限时，可采用增加排水能力的办法，直接排出井下积水。当井下涌水量特别大时，必须先堵住水源然后再排水。

在恢复被淹井巷排水时，要特别注意加强通风工作，以利于排出积水附近的二氧化碳、甲烷、硫化氢等有害气体。此外，排水恢复期间还需采取以下措施：

(1) 经常检查瓦斯浓度，当井筒空气中甲烷浓度达0.75%时，应停止向井筒输电排水，而应加强通风。定期取样分析气体成分。司泵人员应由救护队员担任；

(2) 严禁在井筒内或井口附近用明火灯或其他火源，以防井下瓦斯突然大量涌出时引起爆炸；

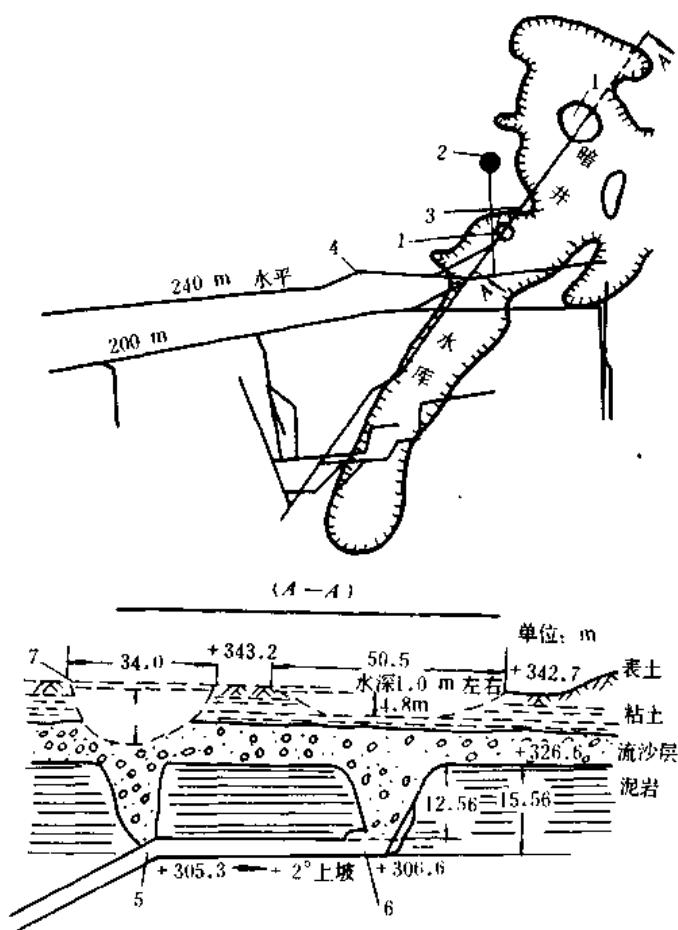


图5-21 某矿暗斜井绞车房透水事故示意图

1—烟函坑; 2—东翼抽井; 3—暗斜井; 4—井下巷道;  
5—车辆透水地点; 6—绞车房透水地点; 7—原始水面

(3) 在井筒内安装排水管或其它工作人员，都必须佩带安全带与自救器。

(4) 在修复井巷时，应特别注意防止冒顶与坠井事故的发生。

#### 四、透水事故的分析

##### 典型事例及其分析：

某矿一起透水事故，突入井下的水和泥沙总量达 $56520\text{m}^3$ ，淹没设备283台，损失236万元。

##### 自然情况：

该矿整个矿田处于水体下开采，煤层上部被第四纪含水砂砾层所覆盖，厚度为9~17m，含水量大，透水性良好。砂砾层上部覆盖7~20m厚的黄土层。突水点是暗井绞车房，其上部有一座储水量为 $96000\text{m}^3$ 的水库。该矿为斜井阶段式开拓。水砂充填采煤法如图5-21所示。

##### 事故经过：

暗井绞车房于施工时，顶板淋水大，施工中曾发生过局部冒顶3m多高。工作面沿倾斜泥岩层超前冒落2m在碹上打木垛用秫秸接顶，超前空间用料石和秫秸帘子填塞，但前进方向左帮片落处未填塞。然后停止掘进、砌端墙、砌完端墙发现从里边端墙顶部料石缝中淌水，逐渐延至外边端墙上，但未进行封水。后来从碹缝出水并带出泥砂，流水与泥砂逐日渐多，一周后绞车房突然涌出一股浑水和细砂。绞车房外2m处，巷道中部料石缝出水和带有河卵石及砂子，水量和压力均不大。准备在绞车房外平车场打三根顶子，挂帘子挡泥砂，还没来得及就发生了突水事故。暗井绞车房和平车场交叉点先后与地表冒透，大量水和泥砂直灌井下。

##### 事故原因分析：

(1) 发碹工程质量低劣，冒顶处理不彻底，壁后未填实，砌碹时把整体拱改为后砌料石底拱，端墙中间错茬，灰浆不饱满，未及时封水。把钢筋混凝土端墙改为料石端墙；

(2) 在施工中将平车场改为2度上坡，加之施工腰线误差，使绞车房比设计标高抬起了1.6m，造成绞车房顶板更加接近含水砂砾层。

##### 事故教训：

(1) 不按设计施工，工程质量低劣，对施工中的冒顶不及时处理，造成了含水砂砾的层冒落，这是事故的主要教训；

(2) 已经发现了突水预兆未能认真研究分析和采取有效的防治措施；

(3) 设计中把绞车房位置摆在水库下方，导致事故扩大。

## 第六章 矿山救护及事故统计与分析

### 第一节 概 述

在煤矿里，自然条件比较复杂，水、火、瓦斯、煤尘、冒顶等自然灾害时有发生。尽管任何一次灾变的发生原因与类型均不相同，但是酿成不同程度危害的可能性都是存在的。为此，使矿工掌握自救技术，建立设施，为矿工自救创造必要的条件。组织一支高水平的救护队伍、配备先进的救护装备、担负抢险救灾工作都是十分重要的。

煤炭工业部领导积极贯彻党的安全生产方针，对煤矿救护事业一贯十分重视。解放以来，救护队伍从无到有，目前已经组建救护大队四十多个，拥有训练有素的救护队员一万余人。并且还配备了矿山救护专用汽车近千辆，以及各种先进的救护仪器与灭火装备。为了提高矿山救护队的抢险战斗能力并使之达到标准化与规范化，除建立一些培训中心，定期培训基层干部外，还制订和颁布了有关矿山救护的规程与条例，如《矿山救护规程》、《矿山救护队战斗条例》、《矿山救护工作条例》以及《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》等。1953年，当时国家还处在经济恢复的困难时期，为了给矿山救护事业的发展提供物质基础，在抚顺筹建了安全仪器厂，生产各类矿工自救与救护仪器。以后，又建立了重庆、西安、湖南等安全仪器厂。

事故统计与分析是作好煤矿安全工作的基础资料。从已经发生的各类事故中总结规律，提高认识，有针对性地制订技术措施和采取防治灾害的对策，才能把煤矿安全工作做得更好。

### 第二节 矿工自救

多数灾害事故在发生的初期，波及范围与危害范围都是较小的，这是消灭事故，减少损失的最有利时机。而且灾害刚刚发生，救护队员很难及时到达，因此在场人员要尽可能利用手边的设备和工具材料将其消灭在萌芽阶段。《规程》221条规定：“任何人发现井下火灾时，首先应立即采取一切可能的方法直接灭火……”就是根据这一观点提出的[3]。

例如1983年10月25日3时55分，徐州矿务局夹河煤矿采煤五区2411皮带机道第二部皮带，因皮带机头的主滚筒打滑空转，摩擦引起的一场初发火灾就是由在场的几名工人机智勇敢地予以扑灭的。当时在场开皮带机的是一位新工人，看到皮带冒烟不知所措。这时，附近掘进六区维护员见满巷烟气，并嗅到胶皮烧焦气味，立即跑到皮带机头，发现皮带机主滚筒处的皮带已被烤红（尚无火苗）。他立即停车，并带领新工人打开了防尘水笼头，水顺着皮带流到着火地点，终于将一场初起的火灾扑灭了；避免了一起恶性事故，使附近采掘工区的几十名工人免遭危害。

因此每遇灾害，现场人员都应抓住事故初发这一最有利的时机予以扑灭，作好临场抢救，以保存自己。所以井下工人都要学习扑灭初发事故的技术。

当然，并不是每一起事故，现场人员都能立即予以扑灭的，在没有条件扑灭灾害时，如何正确地组织自救，也是极为重要的。

### 一、事故临场人员的行动准则

发生事故后，在场人员应尽量了解和判断灾害的性质、地点和发展程度，迅速报告给矿调度人员。并由在场负责人或有经验的老工人带领，根据当时、当地的情况，首先组织临场抢救，制止灾害进一步扩大。在制止无效时，则应立即选择安全路线，有组织地撤离险区。撤离时，最忌的是惊慌失措，大喊大叫，四处乱跑。相反，要求每一位同志都应保持沉着冷静。

安全撤退的路线，一般应根据灾害的类型，灾害发生时人员所处的位置而定。当发生火灾或爆炸事故时，位于事故地点上风侧人员，应迎着风流撤退；位于下风侧时，可佩戴自救器或用湿毛巾捂住鼻子：尽快由捷径，绕到新鲜风流中去；如果在撤退过程中遇有爆炸冲击波与火焰袭来时，应背向冲击波，俯卧在底板或水沟内，以免灼伤。遇到无法撤退、通路因冒顶阻塞或瓦斯突出、有害气体浓度大而又无自救器时，则应迅速躲进避难峒室或临时构筑避难所等待营救。

对于涌水事故，应撤退到涌水地点上部水平而不能进入涌水地点附近的独头平巷中。如遇有独头上山下部的唯一出口已被淹没无法撤退时，则可在独头上山工作面待避，以免受到涌水伤害。因为独头上山内的空气随水位上升逐渐压缩，能保持一定空间和一定的空气质量供人呼吸。如系老塘老空积水涌出，则应在待避前快速构筑避难所，以防涌出的有害气体伤害。

### 二、矿工自救装置与设备

#### 1. 井下避难所

矿工自救中，当自救器在其有效作用时间内不能到达安全地点，撤退路线无法通过，缺乏自救器或有害气体浓度较高自救器不起作用等情况下，矿工应躲进井下避难所。常用的井下避难所有两种：一种是预先设置的采区避难所，一种是当事故出现后因地制宜构筑的临时性避难所。

根据《规程执行说明》的要求，井下避难所应符合下列要求[4]：

- 1) 避难所应位于采掘工作面附近的巷道中，距工作面的距离应根据矿井生产具体条件确定；
- 2) 避难所必须设置隔离门。避难所净高不得低于1.8m，其长度应根据同时避难的最多人数确定；
- 3) 避难所在使用期间必须采用正压排风；
- 4) 避难所内必须设有供给空气设施，供风量按 $2\text{m}^3/\text{h}$ 计算。如果用压缩空气供风时，应有减压装置，并设有闸门控制的呼吸嘴；
- 5) 避难所内应根据最多避难人数配备足够数量的隔绝式自救器。

图6-1为波兰煤矿井下标准避难所。

临时避难所是利用工作地点的独头巷道，峒室或两道风门之间的巷道，在事故发生后临时修建的。为此应事先在上述地点准备好所需的木板、木桩、砂子或砖等材料。在有压气的条件下，还应装有压气管和阀门。

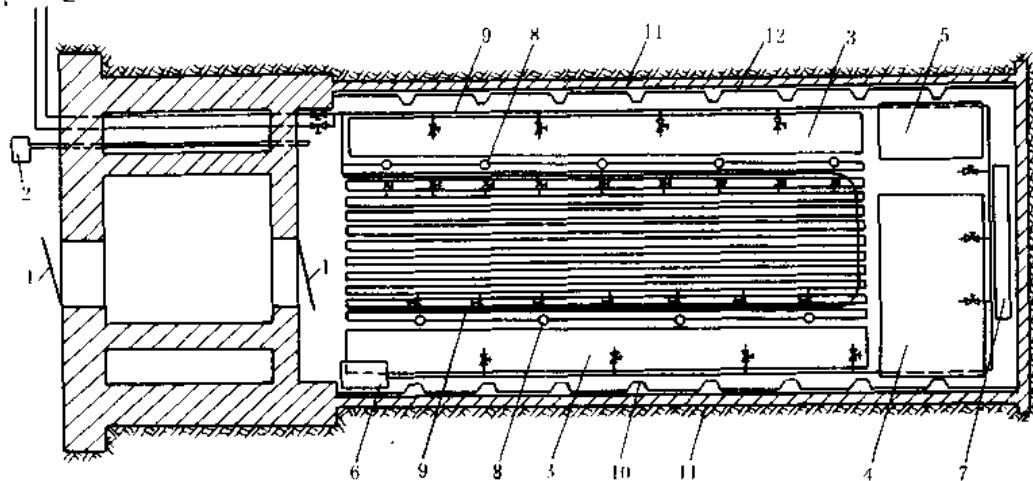


图6-1 井下避难所

1—密闭门；2—虹吸排气管；3—坐椅；4—板床；5—食物与贮水柜；  
6—药箱；7—自救器存放架；8—氧气瓶；9—压缩空气管路；10—槽钢拱支架；  
11—水泥隔板；12—白灰喷涂层

进入临时避难所前，一定要在峒室外留有衣物，矿灯等明显标志，以便救护队寻找。待避时应保持安静，避免不必要的体力与空气消耗，借以延长待避时间。峒室内除留一盏灯照明外应将其余矿灯关闭。在峒室内可间断地敲打铁器，岩石等发出呼救信号。全体待避人员要有信心，相信同志们会设法营救，一定能脱险。

《规程》规定（9条）“每一下井人员必须随身携带自救器”。

## 2. 自救器

目前我国煤矿采用的有国产 AZL-40 型过滤式自救器和 AZG-40 型隔离式自救器两种。现分别介绍如下：

### 1) AZL-40 型过滤式自救器[86]

该仪器是用于煤矿井下发生火灾或瓦斯爆炸时防止一氧化碳中毒的个体保护装置。它适用于周围空气中氧气浓度不低于 18%，一氧化碳浓度不超过 1%，环境温度为 25℃，相对湿度在 95% 以上，呼吸量为 30L/min 的条件下。使用时间可达 40 分钟。该仪器的外形如图 6-2a 所示。其结构如图 6-2b 所示。

#### (1) 工作原理

自救器过滤药罐装有触媒剂，在常温下能将一氧化碳氧化为无毒的二氧化碳。为了散发氧化过程中产生的热量，口具盒内设有降温器，它可以降低吸入口腔的空气温度。在过滤药罐的下部，装有一层高效能的干燥剂氯化钙，用以滤净吸进空气中的水分，保护触媒剂的催化活性。在过滤药罐的外面装有一层纱布袋用来滤掉空气中的灰分。

该仪器体积为 100×93×145mm，重量不大于 1.1kg。

#### (2) 使用时注意事项

①在井下工作时，当发现火灾或瓦斯爆炸征兆撤离现场时，必须立即佩戴自救器，不

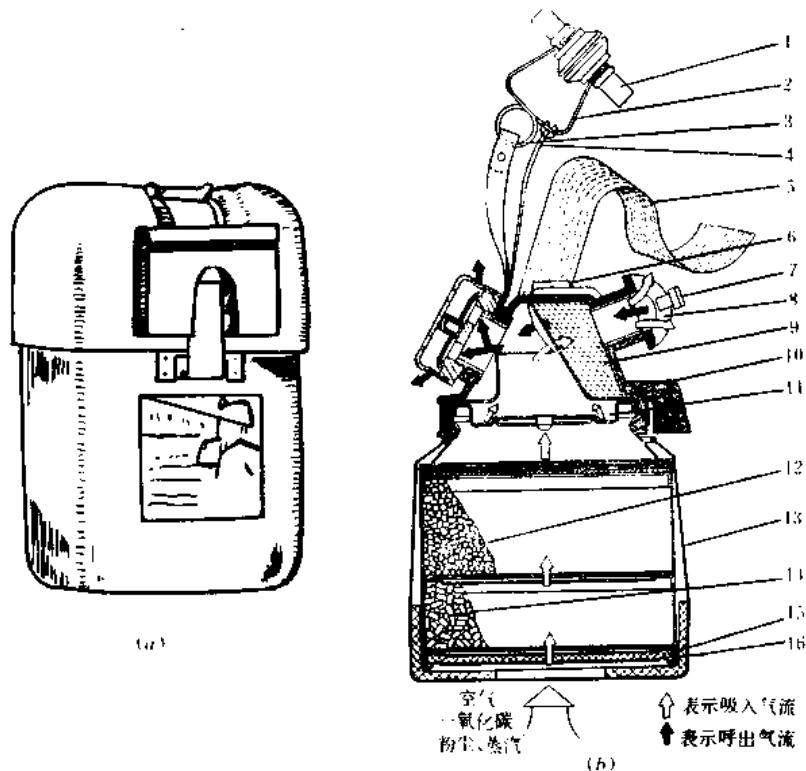


图6-2 AZL-40型过滤式自救器

1—鼻夹；2—鼻夹弹簧；3—提醒片；4—鼻夹绳；5—头带；6—呼气阀；  
7—牙垫；8—口具；9—降温器；10—下唇托垫；11—吸气阀；12—触媒层；  
13—滤尘沙袋；14—干燥剂；15—滤尘层；16—底盖

可看到烟雾再佩戴。

②佩戴自救器后，当空气中一氧化碳浓度达到0.5%以上时，吸气会有干热的感觉，这是自救器有效工作的正常现象，必须一直佩戴，到达安全地带时方可取下。联邦德国报导，在一次灾害中，有4名矿工佩戴了101型过滤式自救器，遇到了高浓度的一氧化碳气。在逃生时，自救器热得不可忍受，但他们意识到，这正是处在真正的危险环境中，于是用嘴紧紧地咬住口具，不顾烫伤嘴和喉咙的痛苦，终于安全地脱了险。

③佩戴自救器脱险时，要求匀速行走，保持均匀呼吸，禁止奔跑。

在佩戴自救器时如果因外壳被碰瘪，不能取出过滤罐，这时带着外壳下部也能呼吸。为了减轻牙齿的负重，可用手托住罐体。

### 2) AZG-40型隔离式自救器[20]

隔离式自救器是靠化学生氧反应装置产生氧气供佩戴者呼吸，不受外界条件限制。

我国生产的AZG-40型隔离式自救器的主体结构和内部结构如图6-3和图6-4所示<sup>[87]</sup>。

#### (1) 自救器工作原理

佩戴者呼出的气体经口具、降温器、呼吸软管、药罐插入管，进入生氧药罐之底部，

再从底部上返与生氧药剂 ( $KO_2$ —92%,  $CaO$ —8%) 接触。人呼出的水汽及  $CO_2$  与超氧化钾 ( $KO_2$ ) 起反应吸收  $CO_2$  生成氧气进入气囊。吸气时，气囊中贮存的富氧再生空气，返回生氧药罐经生氧剂层、插入管、呼吸软管、降温器、口具吸入肺中，供佩戴者呼吸。

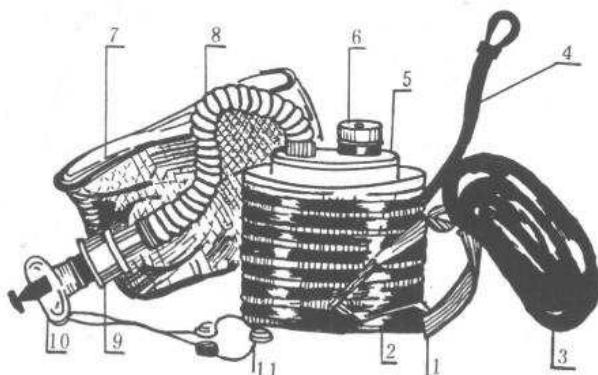


图6-3 AZG-40型自救器主体结构图

1—背带；2—腰带；3—外壳；4—封口带；5—生氧药罐；6—一起动装置；  
7—气囊；8—呼吸软管；9—降温盒；10—口具与口具塞；11—鼻夹

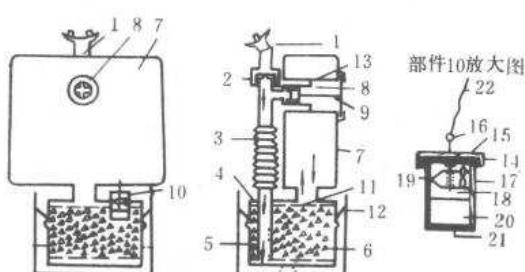


图6-4 AZG-40型自救器内部结构图

1—口具鼻夹；2—降温盒；3—呼吸软管；4—生氧药罐；5—插入管；6—生氧药剂；7—气囊；8—排气阀；9—硬壁与拉绳；10—一起动装置；11—散热片；12—卡片；13—伸缩接头；14—一起动装置盖帽；15—橡胶胶垫；16—销子针；17—葫芦形硫酸瓶；18—扭动弹簧；19—击锤；20—带孔的筒体；21—一起动药块；22—尼龙拉绳

## (2) 使用时注意事项

该仪器在开始使用的前几分钟内，由于生氧剂反应速度较慢，造成氧气不足，呼吸困难，为此在仪器内安装了快速起动装置。它的作用是在佩戴初期的瞬间往气囊中供  $3\sim4L$  氧气。该装置中装有葫芦形的硫酸瓶和起动药块，硫酸瓶上系一尼龙拉绳，绳的另一端与外壳的上盖相连。佩戴自救器时，随着打开外壳上盖，起动装置上的销子针被拔掉，击锤在弹簧力作用下便将葫芦形硫酸瓶打破，于是硫酸和起动药块反应，放出氧气供人呼吸使用。

佩戴自救器撤退时，首先要原地呼出几口气，使呼出气体中的CO<sub>2</sub>和水汽与生氧剂发生化学反应生氧以供呼吸。然后，再开始自救行动。走路速度不宜太快，呼吸要均匀，以便和生氧速度相适应。如感到吸气不足可适当放慢脚步。一定注意在尚未到达安全地点之前绝对禁止取下鼻夹和口具，以免受灾害气体的毒害。

AZG-40型隔离式自救器重2kg，吸气温度不超过50℃。当步行速度为55km/h和从事中等体力劳动的条件下，有效作用时间不少于40分钟；静止条件下作用时间可延长到2.5~3h。

以上两种自救器的选用原则：从保护性能上看，隔离式化学生氧自救器不受外界条件的限制；过滤式自救器最大的优越性是体积小、重量轻，随身携带方便，结构简单，容易操作，使用方便<sup>[88]</sup>。

在井下发生瓦斯煤尘爆炸及火灾事故中，大多数遇难人员不是直接死于爆炸和烧伤，而是由于有害气体（主要是CO）中毒而死亡的。在煤与沼气（或CO<sub>2</sub>）突出事故中，也因缺氧窒息死亡的。因爆炸（或燃烧）直接死亡与因间接中毒死亡的平均比例为1:5~1:9。有的达1:22。

1960年辽源局井下发生火灾，救护队带去11台过滤式自救器救出39人；另二人因单独从叉道撤退迷失方向而罹难。1961年大同煤矿瓦斯爆炸，凡随身携带过滤式自救器的，佩用后均安全脱险；1961年鸡西某矿发生煤尘爆炸，矿长等5名同志及时戴上了过滤式自救器也安全脱险。

从上述情况可以看出，过滤式自救器在瓦斯、煤尘爆炸以及火灾事故中能够取得良好的自救脱险效果。因为除事故中心区，情况比较特殊外，一般在矿井通风系统未遭破坏情况下，波及区的氧浓度不致大幅度降低，一般在19%左右，产生CO浓度也很少超过1%。因此除了煤与瓦斯（或CO<sub>2</sub>）突出地区选用隔离式自救器外，全负压通风的其它区域均可考虑选用过滤式自救器。但目前我国生产的隔离式化学生氧自救器反应初期生氧浓度不能迅速达到要求。因而佩戴初期感到呼吸较困难，而且气温和过氧化钾药块自燃的问题尚有待于进一步改进。1984年初，日本三池煤矿有明区发生皮带机火灾，井下报警设备久未检查，动作失灵，矿工使用隔离式化学生氧自救器，佩戴时吸气温度达100℃以上，喉头烫伤，脱下自救器，CO中毒，死亡83人。由此可见，对此问题日本也未得到妥善解决。

### 第三节 矿山救护组织与装备

完善的救护队组织，精密的救护仪器装备，在很大程度上决定着救灾的成败。因此建立一支强大的、训练有素的救护队，装备以良好的救护仪器、设备是煤矿救护工作中极为重要的问题。

#### 一、矿山救护队组织

矿山救护队组织应根据矿区的大小，矿井的多少、产量的高低、职工人数的多少以及煤层开采的危险性程度等因素，确定建立大队、中队、小队的编制。

大队下属中队数量应根据服务矿井的多少、距矿远、近来确定。但最少应由两个中队组成。救护队中队是完成和处理矿井事故的作战组织。中队至少应由3个小队组成。救护小队是处理矿井事故，完成具体任务的基层作战单位。小队人数应由8~9人组成。

〈规程〉486条规定“矿山救护大(中)队由矿务局长(矿长)领导，矿山救护中队业务上由大队领导。”

矿山救护大队是一个完备的作战单位，应拥有处理多种事故的现代化技术装备。在矿区范围不大的情况下，应建在矿区的中心位置，或设在产量大，安全条件困难的矿井，以便兼顾各矿。建队地点应是交通比较方便的地方。当矿区范围较大，矿井数量多且分散，局救护大队不能在15分钟内到达矿井时或距离超过8km的矿井，应分片设立驻矿中队。

中队由各小队轮流担任值班队，待机队和休息队。值班队由一名队员负责通讯电话，其余队员集中于队部学习或休息；待机队可在队部从事训练，检修设备或下井熟悉情况；休息队队员必须做到，一旦需要时能很快得到通知，返回队部。

救护队值班室应装备直通各矿、局调度室的直通电话，并应保证通讯联络畅通无阻。电话值班员接到矿井报警电话时，要立即向值班队员发出警报，并记录发生事故的性质、地点和范围等。然后迅速集合值班队员，在简述情况后乘车出发。为了能在紧急情况下，一分钟之内出动，值班队所需用的救护设备，矿灯等应全部完好地放在专用救护车上。

当值班队出动后，待机队即转为值班队，而休息队则转为待机队。一切处于戒备状态。矿区除了建有专职的救护组织外，每一个矿井应组织不脱产的辅助救护队，采掘、通风、机电技术人员应接受矿山救护基本技术的训练。

实践证明，矿山救护队员的调整必须正常化，形成一项制度，即每年都要有8~10%的老队员离队，有数量相当的新队员补充进来。只有这样，才能防止由于新老队员交替过于集中而削弱战斗力。

国外煤矿救护机构以苏联最发达，苏联除设有专职的军事化矿山救护队外还有兼职的辅助矿山救护队，苏联煤炭部设有军事化矿山救护队管理总局，负责领导全国煤矿救护工作的行政管理、组织建设、教育训练、装备制造、规程条例的制订等。在救护科研方面设有全苏矿山救护工作科学研究所、专门研究矿山救护有关技术和装备问题。

东欧的波兰、捷克、原民主德国的救护组织形式基本相同。在采矿动力部领导之下设有矿山救护中心，负责领导救护工作，制订有关规程和条例，选拔培训志愿救护队员，组织救护科研和救护装备、仪表的检验。虽然不是专职军事化矿山救护队，但是由于选拔严格，训练有素，其战斗力仍是很强的。

在美国、英国等国家，一般只设有矿山救护委员会或矿山救护队中心，没有专职的矿山救护队从事井下救护工作，主要以志愿救护队的形式出现。

## 二、矿山救护队的任务

矿山救护队是煤炭工业安全生产上的一支战斗队，它担负着保护煤矿职工安全和国家财产的重任。目前，我国矿山救护队已遍及全国各个煤矿。

矿井发生事故以后，矿山救护队往往要在条件非常恶劣的情况下从事事故的处理工作。他们所遇到的困难大大超出正常的条件。如顶板破碎、空气稀薄、有害气体的侵袭，甚至浓烟、烈火的烤灼等。在其它人员不能工作的情况下，矿山救护队指战员要携带救护装备、奔赴灾区，迅速而有效地进行抢救工作。因此，矿山救护队员要有高度的政治觉悟，优良的体质，熟练的战斗技术，以及自我牺牲精神；必须具有“闻警即到，应战能胜”的战斗作风。

矿山救护队是处理矿井事故的队伍，应坚持“加强战备，主动预防，积极抢救”的原

则，时刻保持高度警惕，当矿井发生事故时，它的任务是<sup>[20]</sup>：

- (1) 抢救井下遇难人员；
- (2) 处理井下各种灾变事故，恢复矿井通风；
- (3) 参加威胁井下安全的地面灭火工作。阻止火灾向井下蔓延。

平时，矿山救护队应参与矿井安全预防性检查工作，其主要内容是：

- (1) 经常深入所服务的矿井熟悉情况，了解各矿采掘布置；通风系统，安全设施、设备的使用情况；各采掘队组的分布情况；井下机电峒室、火药库、消防仓库，安全出口等所在位置；以及熟悉矿井火区情况，事故隐患，安全生产动态等；
- (2) 协助矿井搞好探查古窑，老采空区；恢复旧井巷；进行排放瓦斯、震动性放炮、启封火区、反风试验及其它需要佩用呼吸器进行的安全技术工作；
- (3) 参与审查《矿井灾害预防和处理计划》，并在实施中检查矿井对计划的落实情况，协助搞好矿井安全和消除隐患的工作；
- (4) 帮助矿井组织和培训救护队，并检查和指导其业务工作；
- (5) 协助矿井训练井下工人和工程技术人员使用好和管理好自救设施；
- (6) 认真宣传党的安全生产方针，协助通风安全等部门做好煤矿安全生产预防工作。

### 三、救护行动与救护基地

救护队接到报警、出发、到达发生事故矿井后，根据现场指挥员的命令，迅速采取行动，尽快地投入抢险救灾工作。

下井之前，全体队员要仔细地作好战前检查。下井之后，进入救护基地，首先听取灾区人员对事故情况的介绍。然后有针对性的展开实地侦察。最后，将了解到的情况认真分析、归纳总结、上报指挥员、以便制订切实可行的作战方案。

指挥员要洞观全局，抓住战机、巧妙地组织力量并运用一切可以动用的救灾手段、力争最快地消灭事故。所谓纵观全局是指在了解灾变发生的原因、过程和现状的同时，还要预估其发展、可能诱发的伴生事故和出现的意外问题，在制订作战方案时，要多作几项设想。战机是指控制灾变、消灭事故的最有利时机。从时间上看扑灭任何灾变都是早比晚好，灾变初期总是易于控制的，要及时、果断地采取有效地对策与措施，决不允许犹豫、拖拉。另外，每次灾变的发生都是由多种因素汇集而成的。如果能够抓住其中一项关键性的因素，即可获得控制全局的成果，为此则应把握这一战机以利完成抢险救灾任务。巧妙的组织力量和运用手段是指在可能控制灾变的条件下，尽量少动用救护力量。井下救灾切忌采用人海战术和打疲劳战，非战斗人员决不允许进入灾区。救灾需要勇敢与科学性相结合，任何侥幸、蛮干仅于事无补、而且往往会造成不必要的损失或牺牲。灾变时期作好井下通风工作，正确地调度风流是控制灾变发展、抢救遇难人员必不可少的一种手段。随着科学的进步，出现了许多新的救护技术装备，指挥员应该熟悉其性能，以便在扑灭灾变中应用。冷静、沉着、果断地解决问题、处理事故是救灾指挥员必备的素质。

救护基地是井下抢险救灾的前线指挥所，是救灾人员与物资的集中地、救护队员进入灾区的出发点、也是遇难人员的临时救护站。因此正确地选择基地常常关系着救灾工作的成败。

井下救护基地的选择应由矿井救灾总指挥根据灾区位置、灾变范围、类别以及通风、运输条件等予以确定，但须满足以下要求：

- 1) 不受灾变威胁，或不因灾变进一步扩大而波及的地区，但距灾区又要尽可能的近，以便于救护队员进出灾区，执行任务；
- 2) 在扑灭火灾、处理瓦斯、煤尘燃烧、爆炸事故时，基地应选在风流稳定的新风地区。对冒顶、水灾等其它灾变，选在贯穿风流地区即可；
- 3) 要有一定的空间与面积，以保证救灾活动和救灾器材的贮备；
- 4) 方便运输，保证通风与照明。

基地且勿选在与灾区毫无连系的主要运输大巷、角联通风支路以及风速过大的巷道内。在处理灾变过程中，不要求基地自始至终地固定在一个地方，需视灾变的发展向灾区推移，也可以退离灾区。为此，指挥员要多考虑几个备用基地便于选择。与救灾无关人员一律不得进入基地。图6-5a为扑灭无瓦斯爆炸危险火灾时，救护基地位置的选择实例；图6-5b为扑灭有瓦斯爆炸危险火灾时，基地位置选择实例。

#### 四、矿山救护队的主要技术装备<sup>[20]</sup>

矿山救护队的主要技术装备有氧气呼吸器、自动甦生器、寻人仪、冷却服、矿山救护通讯机、矿山多用液压起重器等。

##### 1. 氧气呼吸器

氧气呼吸器是救护队员在有害气体环境里救灾时佩戴的个体防护仪器，可以和外界空气隔绝，并可自动供氧。

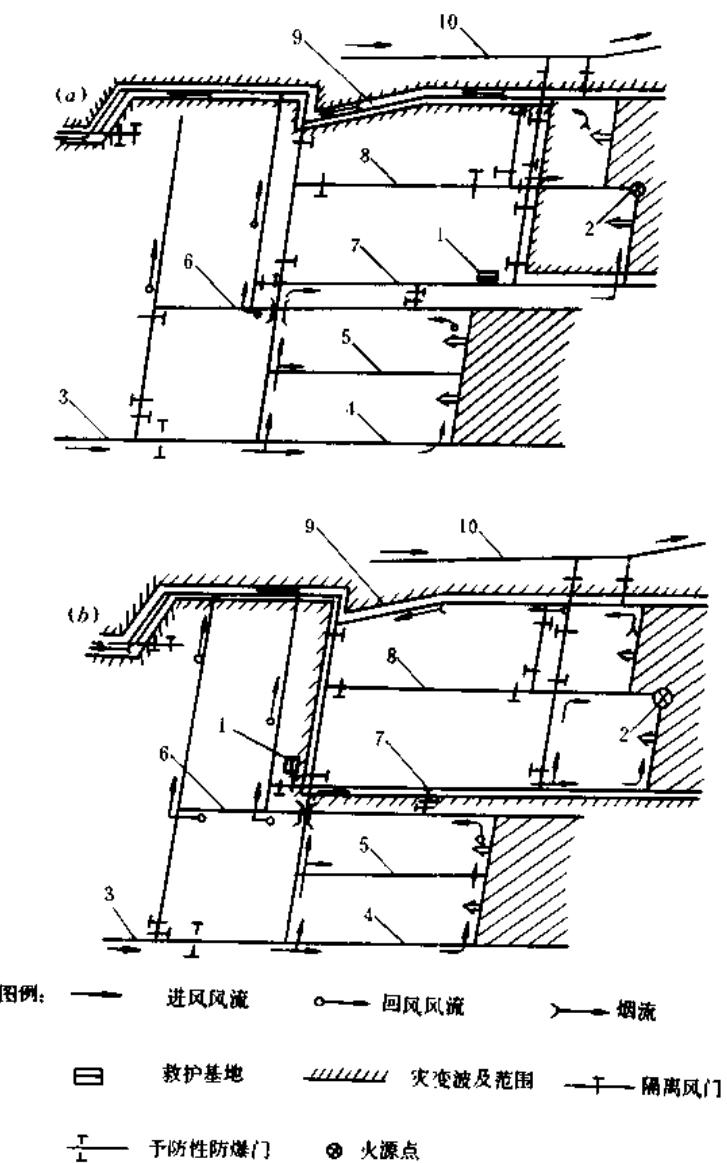
我国生产的有AHG-4型、AHG-3型和AHG-2型三种型号的氧气呼吸器，其主要结构和工作原理基本相同，主要技术特征如表6-1。

AHG-4型呼吸器是救护队员进入灾区完成抢险救灾工作时佩戴的仪器，其构造如图6-7所示。

仪器的工作系统是由佩戴人员肺部呼出的气体经口具，呼气管和呼气阀进入清净罐。罐内装有二氧化碳吸收剂（主要成分是氢氧化钙），吸收呼出气体的CO<sub>2</sub>，其它气体经水分收集器流进气囊，并和由氧气瓶经减压器进入的氧气混合后，经吸气阀、吸气管、口具

表6-1 国产各种型号氧气呼吸器主要技术特征

主要技术数据	AHG-4型	AHG-3型	AHG-2型
有效使用时间 h	4	3	2
氧气瓶压力 MPa	19.61	19.61	19.61
氧气贮藏量 L	400	280	200
定量供氧量 L/min	1.1~1.3	1.3~1.5	1.1~1.3
自动补给流量 L/min	≤ 50~60	≤ 90	
手动补给流量 L/min	≤ 90	≤ 903	
自动排气压力 Pa	196~294	196±98	196~294
自动补式给压力 Pa	-147~-245	-196±98	-147~-245
(重量不包括吸收剂和氧气) kg	≥ 10	≥ 10	≥ 7
外形尺寸 mm	≥ 415×385×195	≤ 390×339×130	≤ 345×345×190



**图6-5 扑灭火灾时救护基地位置选择实例**  
**1—救护基地；2—火源点；3—640水平大巷；4—315工作面皮带机巷；5—314工  
作面皮带机巷；6—工作面回风巷；7—110工作面皮带机巷；8—109工作面皮带  
机巷；9—工作面回风巷；10—512水平主要大巷**

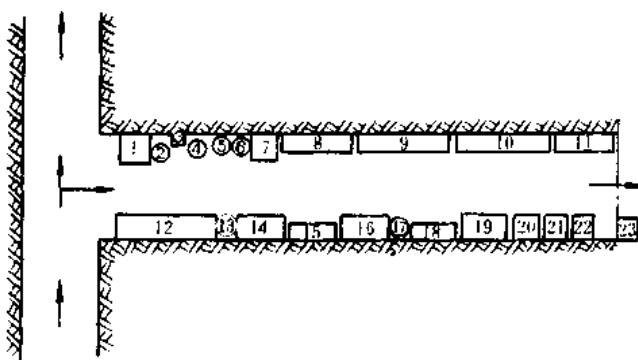


图6-6 波兰煤矿井下救护基地设施

1—办公桌；2—基地指挥员；3—电话；4—通讯员；5—井下指挥员；6—顾问；7—食品架；8—非队员坐椅；9—救护队员坐椅；10—待机队员坐椅；11—备用呼吸器存放架；12—器材堆放架；13—仪器维修员；14—工具台；15—呼吸器存放架；16—氧气瓶与清净罐存放架；17—医生；18—急救医疗物品存放架；19—医疗桌；20—废清净罐与氧气瓶堆放处；21—盥洗盆；22—废物堆放箱；23—厕所

吸入肺部。这样在与外界空气隔绝的条件下形成独立的呼吸循环过程。由于呼气阀和吸气阀是单方向开启的，因此整个气流始终是沿着一个方向流动。因为仪器的供氧主要是钢瓶内的压缩氧。人的呼吸形成一个闭路循环，与外界隔绝，呼出的废气又能够再生。故又称压缩氧隔绝再生式呼吸器。

为了使佩戴人员的安全得到充分保障。该呼吸器具有三种供氧方式：

1) 定量供氧 打开氧气瓶开关后，氧气瓶中的高压氧气经减压器将压力由19.6 MPa降到0.25~0.29 MPa，并经减压器上的定量孔以1.1~1.3 L/min的流量进入气囊，供给人员在普通劳动强度下呼吸之用；

2) 自动补给供氧 当劳动强度增大需消耗更多氧气时，从定量孔进入气囊的氧气将不够使用。这时，气囊收缩，带动与减压器上自动补气阀相连的杠杆动作、杠杆下降到一定程度时，即刻将自动补气阀打开，氧气以50~60 L/min的流量进入气囊。气囊充满后，杠杆上升，使自动补气阀关闭恢复正常定量供氧。

3) 手动补给供氧 在使用过程中，当减压阀失灵或气囊中废气过多需要清除时，可使用手动补气阀进行供氧。按压手动补气阀按钮，高压氧气直接经分路器以不低于90 L/min的流量进入气囊。当气囊鼓满一定程度时，气囊上的自动排气阀便自动打开，排除

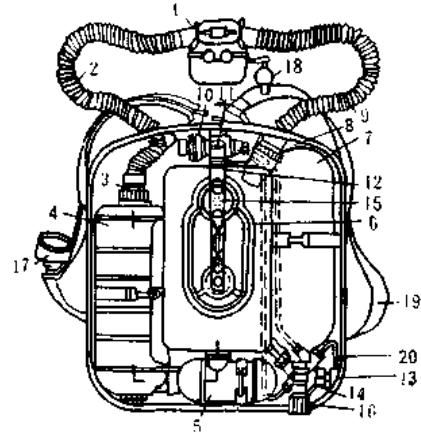


图6-7 AHG-4型氧气呼吸器

1—口具；2—呼气管；3—呼气阀；4—清净罐；5—水分收集器；6—气囊；7—氧气瓶；8—吸气阀；9—吸气管；10—减压器；11—自动补气阀；12—自动补气阀杠杆；13—手动补气阀；14—分路器；15—自动排气阀；16—氧气瓶开关；17—压力表；18—鼻夹；19—背带；20—外壳

多余的气体。放开按钮时，则停止供给氧气。

氧气呼吸器是在救灾抢险过程中，保存自己以便更好地完成救护任务的重要装备。构造精密复杂，平时应加强保管和维护，每次使用以后或每隔2~3天应该用氧气呼吸器检验仪检查它各部分的动作是否正常，例如仪器各部件的气密程度，阻力大小等，各供氧通路的动作情况及氧气压力、流量等均必须符合规定的要求，有一项不符合要求都要进行调整。完好合格的呼吸器在进灾区佩戴之前还应作必要的载荷检查，如观测氧气瓶的压力，各气阀启动情况，特别是自动补气阀，手动补气阀启动是否正常以及对一般部分如软管、眼镜、鼻夹、口具、肩带、腰带、头带、哨子声音等都进行全面检查，看是否齐全、完整、合适。

AHG-3型的呼吸器也是供救护队员进入灾区佩戴的仪器，但体积较小，属于轻便型呼吸器。

AHG-2型呼吸器重量较轻，体积小，适合在狭窄的井巷中救灾时佩戴或作备用，也可以在救灾过程中供给遇难人员撤出灾区时佩戴。

目前国外使用的氧气呼吸器在构造原理及工作系统上大致相同。但某些部件有所改进和发展。例如目前日本以小型轻便为目标试制了10号型氧气呼吸器(使用时间2h)主体外壳采用铝合金及合成树脂板制成，总重量10.3kg，设有标准剩余压力报警装置，当氧气瓶压力降到2.9MPa时自动报警。另外它还设有专门的扩音装置，不仅佩戴者之间可以相互通话，还可以利用巷道内安设的感应无线通讯系统与地面中心调度室通话。

苏联氧气呼吸器中以P-30型(4小时)为最好，轻便小型。总重量(全套设备)11kg。特点是该仪器设有降温装置，能在高温(40℃)和低温(-40℃)的环境下进行工作，吸气温度为36.3℃。

美国矿业局从1977年开始研制了一种比现在使用的呼吸器还要轻的正压闭路压缩氧矿用救护呼吸器，这种新的救护器不但减轻了重量(包括冷却器在内重量为13.5kg)而且还安装了一个简便的冷却系统，冷却呼吸气体。该仪器在呼吸管路内一直保持正压，这样在面具内就产生一个比空气压力大的正压，以有效地防止外界有毒气体漏进面具内<sup>[89]</sup>。

目前，我国矿山救护队使用的氧气呼吸器与人的呼吸器官相连接的部件是口具和鼻夹结构，鼻夹易滑脱而造成中毒事故。口具占据口腔，救护队员只能用手势交换信息，而且用嘴呼吸极不舒服。

国外矿山救护队近年来已装备了各种呼吸面罩，重庆煤矿安仪厂已研制了“78型呼吸面罩”并已批量生产，其结构如图6-8所示[90]。这种面罩的特点以头带将面罩弹性地戴到面部以保持气密，以有机玻璃做成柱面式大眼窗，并在咀下方装有薄膜传声器。这不仅使眼、鼻、口都与外界隔绝，而且将咀解放出

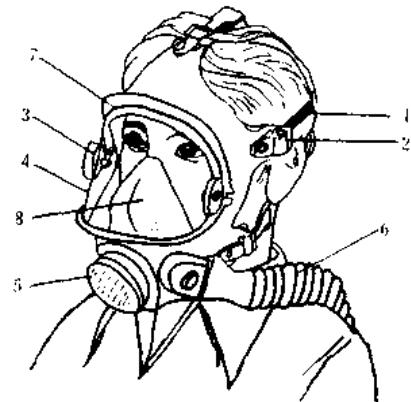


图6-8 大视野传声式氧气呼吸面罩  
1—头带；2—带扣；3—手柄；4—眼窗  
玻璃；5—传声器；6—呼吸软管；7—擦  
水器；8—阻水罩

来，通过传声器可以讲话，可用鼻子呼吸。大眼窗视野宽阔(可达正常视野的80%以上)。

缺点是面罩将面部完全罩住，妨碍了皮肤的正常散热，比口具重，面罩虽然存在一些缺点，但其优越性在工业试验中已充分肯定。

## 2. 自动苏生器[91]:

自动苏生器是救灾过程中对受难人员施行人工呼吸进行急救的设备，它能把氧气自动地输入伤员的肺内，然后又将肺内的气体抽出，并连续工作。

我国生产的ASZ-30型自动苏生器，体积小( $335 \times 245 \times 140\text{mm}$ )，重量轻(不大于 $6.5\text{kg}$ )，操作简单，性能可靠，深受国内外用户欢迎。

该仪器适用于抢救因中毒窒息、胸外伤、溺水、触电等原因造成的呼吸抑制或窒息处于假死状态的伤员。其工作原理如图6-9所示。

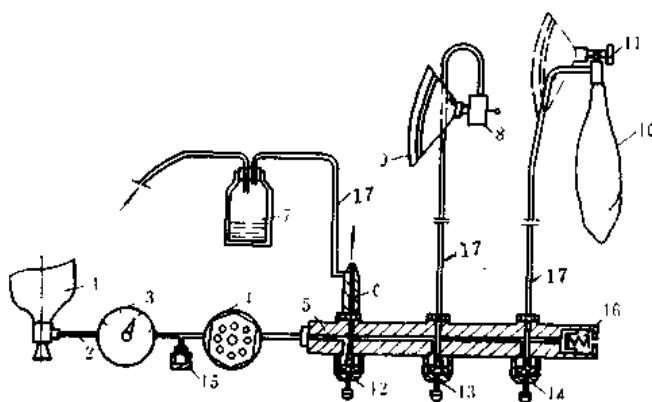


图6-9 自动苏生器工作原理示意图

1—氧气瓶；2—氧气管；3—压力表；4—减压器；5—配气阀；6—引射器；  
7—吸气瓶；8—自动肺；9—面罩；10—储气囊；11—呼气阀；12、13、  
14—开关；15—逆止阀；16—安全阀；17—导管

高压( $19.6\text{MPa}$ )氧气由氧气瓶经氧气管、压力表，再经减压器减压至 $0.49\text{MPa}$ 以下，进入配气阀。该阀上包括有三个气路开关：开关12通过引射器和导管相连，其功用是在开始苏生前，借引射器造成的高速气流，将受难者口中的泥、水、粘液等污物抽到吸气瓶中；开关13由导气管和自动肺连接，自动肺通过其中引射器喷出氧气时吸入外界一定量的空气，二者混合后经过面罩可压入受难者肺中。然后引射器又自动操纵阀门，将肺部气体抽出，呈现自动进行人工呼吸的动作。当受难者恢复自主呼吸的能力后，可停止自动人工呼吸而改为自主呼吸。此时可将面罩接到储气囊上，通过导气管和开关14连接，人员呼出的气体由储气囊接头上的呼气阀排出。

## 3. 寻人仪[92]:

寻人仪在救灾过程中，能够迅速发现遇难者的位置以便尽快地进行抢救。

波兰使用GLON-LOP寻人仪可指示遇难者准确的位置。该仪器由发射块和接收机两部分组成。发射块安装在矿灯盒盖内，利用矿灯电池供电，发射块重 $12\text{g}$ ，寿命9个月至2年。发射有效时间在矿灯完好情况下为30天。每台矿灯装有一固定频率的发射块，发射块频率在 $3925\text{Hz}$ (GLON-1)至 $5975\text{Hz}$ (GLON-42)之间。每隔 $50\text{HZ}$ 为一频道，总共分42

种不同频道的发射块。接收机为携带式，重3.5kg。接收机根据接收到遇难人员发射的频率，指示出其方位和距离，同时根据频率的大小判断遇难者的姓名。寻人距离40m(包括穿透煤层)。

美国矿业局研制了一种低频率无线电电信号装置(无线电收发机[93])，这个装置很小，适于矿工系在腰带上。它是一个完全密封的设备，发射机的天线安装在一个小盒内。

发射机能够间断产生600到3000HZ频率的定位信号。由于每台发射机只能产生一个频率，故可以从此发出的频率鉴别遇难人员。

当通过寻人仪探索到受阻矿工的确切位置时，就可利用大型快速钻机，从地面钻孔，抢救遇难矿工。一般先钻探查孔，直径为165mm左右，探查孔通道遇难矿工处，再钻一垂直营救井，直径为636mm左右。营救井到达预定地点后，救护队可乘弹头式罐笼下去救人。

#### 4. 冷却服[93]

救护人员在高温的环境里作业，可以使用冰衣冷却服。冰衣有44个隔离的冰袋，这些冰袋贴着人体的皮肤，降低了救护队员的体温，使人感到舒适。

冰衣由三层组成，外层是镀铝的纤维玻璃服。救火时，镀铝的表面可反射辐射热，纤维玻璃布可防火，并增加衣服的强度；中间是3mm厚隔热的聚脂毡；里层是致密的尼龙编织，尼龙表面光滑可使冰衣容易穿脱，并能防止受潮或磨损。袖口、领口和胸带是用加宽编织物做的，使上身封闭不透空气。冰袋是用普通的按扣装在冰衣的里层胸前和背部。冰服两侧的皮带可以调整肥瘦以适合于各种体型的人，并使冰袋保持与人体接触。

冰袋是由每个 $5 \times 8 \times 2\text{cm}$ 的冰槽组成的，冰衣内共44个冰槽。冰袋的总重量是3.5kg，它提供1675kJ的冷却能。装上冰袋的冰衣总重量是5kg。冰衣根据工作环境的温度不同可使用1~2h。如果某一个冰槽损坏了，可以更换，而不需要更换整体冰衣，这样就降低了冰衣的成本。

#### 5. ZDK-1型矿山救护通讯机[94]

ZDK-1型矿山救护通讯机(俗称灾区电话)主要为派往窒息区工作的救护小队与救护基地取得联络的一种通讯工具。这就彻底改变了过去救护队进入灾区后音信全无的情况。有了它，指挥员能及时了解情况进行战斗部署，争取了处理事故的时间。当然平时它也可做为巷道和工作面之间的一种通讯工具。

该机是一种感应通讯设备。所谓感应通讯就是利用感应线(通信电缆)与移动台之间的电磁感应进行通讯的方式。它的原理是：当一根导线(感应线)上通过交流电流时，在该导体周围产生电磁场，如果在这电磁场中布置线圈或导线(通讯机无线)，那么在线圈或导线上产生感生电动势，此电动势即可作为接收机的输入信号。井下长波(10~250kHz)的吸收要小得多，故井下感应通讯一般是长波通讯。本机的收发频率定为200kHz。

该机制成主机(ZDK-1A型)和副机(ZDK-1B型)两种型式。副机供进入井下灾区的救护队员使用，备有耳机和喉头送话器；主机供基地指挥员使用，它有扬声器以供多人同时收听。

主机(ZDK-1A型)外形如图6-10a。分收讯盘和发讯盘两部分，它们相对应的安装在机壳内，收讯盘在机壳底部，发讯盘在上部。

副机(ZDK-1B型)外形如图6-10b。

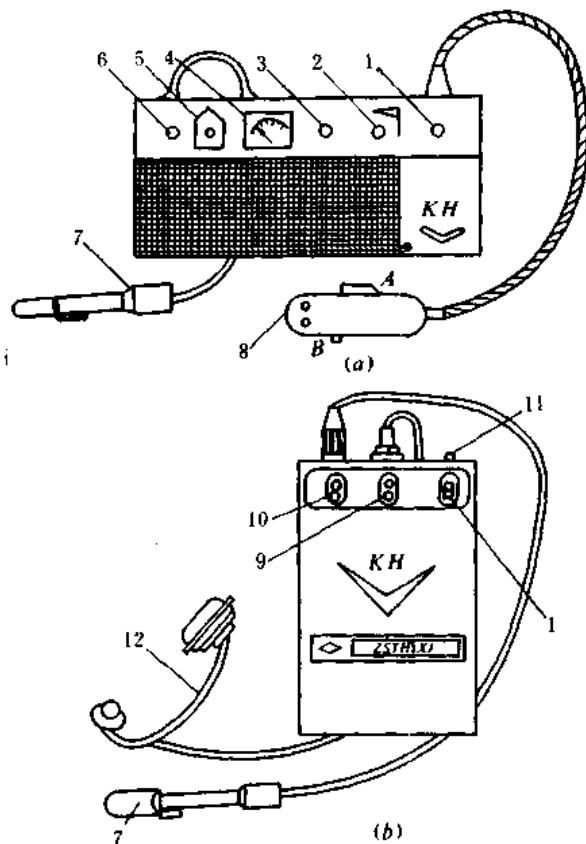


图6-10 ZDK-1型矿山救护通讯机

1—电源开关；2—收讯衰减电位器；3—电源检查按钮；4—表头指示；  
5—天线转换开关；6—天线接线柱；7—磁棒天线；8—送话器；  
9—发讯按钮；10—呼叫按钮；11—电源指示灯；12—送受话器

#### 6. 矿山多用液压起重器[82]

多用液压起重器是处理塌方，冒顶事故的有效救护设备。另外，也可为煤矿提供多方面用途，如电机车复轨，调整轨道，安装设备等。其结构是由手动液压泵，高压软管，快换自封接头，起重机构四部分组成。起重机构又分为鸭咀式、臂式、钳式和立式。前三种形式的起重机构采用卧式结构，它们的特点之一是起重初始高度小，只要1.5~6cm的窄缝即能在狭窄的空间顺利进行工作。远非一般千斤顶所能相比的。

根据不同的适用条件，将该起重器分为两大系列：组合式与分离式。组合式将手动液压泵与起重机构组合成一体，便于携带，灵活使用；分离式是手动液压泵与起重机构之间用高压软管快换自封接头联接，手压泵可在远离负荷3~5m处操作，在井下处理冒顶事故时，提高了工作的安全性。

中国矿院与徐州市矿山救护器材厂共同研制的矿山多用液压起重器，其起重机构技术参数见表6-2。

表6-2 起重机构技术参数表

系列	型号	名称	额定起重量 (t)	最初起顶高度 (mm)	最终起顶高度 (mm)	重量 (kg)	长×宽×高 (mm)
组合式	QQ0.5-80	钳式	0.5	14	80	4.5	526×90×140
	QY2-180	鸭嘴式	2	20	180	10.0	460×120×265
分离式	QFB2-180	臂式	2	25	180	8.5	340×100×160
	QFL2-500	立式	2	170	250	1.5	135×55×170

SYB<sub>3</sub>-SOOB手压泵的额定压力为49MPa，重3.2kg；高压橡胶软管与快换接头的额定压力均为49MPa，橡胶软管长度为3~5m。

工作时，往复搬动手动液压泵手柄，打出的高压油经高压软管和快换接头而进入起重机构油缸，其动臂即可起升重物。起重机构换用不同的型式如钳式、鸭嘴式及臂式即可获得不同的起重量和起重高度。压力若超过49MPa或起重机构在额定压力下又受到冲击载荷而造成过压时，手动液压泵油液可溢回油箱以保证起重器不受损坏。

该起重器使用环境温度范围为-35~45℃。不适用于酸碱及腐蚀性气体的工作场所。

除上述矿山救护装备外，还有一些辅助设备，如氧气充填泵和万能检测仪自救器气密检查仪等。

氧气充填泵的用途是将氧气从大输气瓶(容积40L)中充入氧气呼吸器和逃生器使用的小氧气瓶(前者容积2L，后者容积1L)中，并将压力提高到19.62MPa。目前采用的是ABD-200型电动氧气充填泵。

万能检测仪主要是检查氧气呼吸器性能的仪器。用它可检查下列项目：呼吸器在正负压情况下的气密程度；自动排气阀和自动补给阀的启闭动作压力；呼吸器定量供氧量；自动补氧量；呼气阀和吸气阀的气密程度；清洁缶的气密程度及装药后的阻力。

自救器气密检查仪是用正压原理检查自救器的气密性的仪器。检查时，将自救器置入仪器工作室，外加4.9kPa的气压。如果自救器气密，压力计的压力不变；如果自救器漏气，仪器工作室内的空气经漏气孔压入自救器，压力计的压力就下降。目前气密检查仪共有两种型号：ZJ-1型与ZJ-2型，前者是检查各种过滤式自救器；后者既可检查过滤式又可检查各种型号隔绝式自救器。该仪器由抚顺所研制，辽宁瓦房店矿山仪器厂生产。

## 第四节 现场急救

当井下发生事故以后，为使井下遇难人员尽快脱险，应迅速采取抢救措施，及时准确地进行抢救工作。每一个救护人员都要怀着深厚的无产阶级感情，重视抢救过程中的每一项工作。同时要善于组织现场人员互救自救，要分轻重缓急、有计划、有步骤地转送伤员，以保证最多的伤员转危为安。

### 一、井下有害空气中毒和窒息的急救

#### 1. 有害气体的中毒和窒息

井下有害气体按其对人体的危害作用可分为刺激性气体(如二氧化硫SO<sub>2</sub>和氮氧化物

$\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$ ) 和窒息性气体(如甲烷 $\text{CH}_4$ 、二氧化碳 $\text{CO}_2$ 、氮气 $\text{N}_2$ 为单纯性窒息气体; 一氧化碳 $\text{CO}$ , 硫化氢 $\text{H}_2\text{S}$ 等为化学性窒息气体)。它对人体的中毒作用分述如下:

**刺激性气体:** 对人体的眼和呼吸道粘膜有刺激作用, 常以局部损害为主, 仅在刺激作用过强时, 引起全身反应, 即有害气体浓度过高时, 可引起喉痉挛, 水肿, 支气管炎, 甚至肺炎, 肺水肿。

**窒息性气体:** 单纯性的窒息气体其本身无毒, 但由于它们的过量存在, 会使空气中的氧浓度相对降低, 吸入肺内氧分压降低, 因而造成机体缺氧。化学性窒息气体如一氧化碳等, 其主要危害是对血液或组织产生特殊化学作用, 使氧的运送和组织利用氧的功能发生障碍, 引起人体组织“内窒息”。

#### 一氧化碳及其它有害气体中毒机理和临床表现:

**一氧化碳:** 性极毒, 因为人体内红血球所含血色素( $\text{Hb}$ )对它的亲和比氧与 $\text{Hb}$ 的亲和力大300倍, 而且 $\text{HbCO}$ 的解离速度却比 $\text{HbO}_2$ 要慢3600倍。因此, 使人体内组织受到双重的缺氧作用, 从而引起缺氧血症, 临床主要表现在中枢神经, 心血管及血液系统三个方面。急性中毒的临床表现详见表6-3, 表6-4。

表6-3 一氧化碳中毒的临床表现

中毒程度	CO (%)	作用时间 (min)	临 床 表 现
轻 度	0.04	60	头痛, 易兴奋, 情绪不稳定, 记忆力减退, 疲劳, 乏力, 恶心, 呕吐, 但无昏迷。脱离中毒现场, 吸入新鲜空气或进行治疗后, 症状可迅速消失。
中 度	0.16	30	除上述中毒症状外, 头痛剧烈, 神经错乱, 步态不稳, 皮肤、粘膜苍白以至呈樱桃红色, 意识朦胧, 甚至昏迷。如能及时抢救, 可很快清醒。
重 度	0.4	5~10	除具有中度中毒的症状外, 可迅速进入不同程度的昏迷状态, 短时间内可出现牙关紧闭, 强直性全身性痉挛, 大小便失禁和病理反射。以至呼吸停止、死亡。

经常在一氧化碳超过最高允许浓度的生产环境中劳动, 虽然短时间不会发生急性中毒, 但会产生慢性影响, 如会引起头痛头昏, 失眠、记忆力减退、注意力不集中, 乏力, 甚至出现肌震颤、步态不稳等症状; 同时, 也可以出现心肌损害及冠状动脉供血不足的心电图改变。

#### 2. 中毒急救

无论是一氧化碳中毒还是其他有害气体中毒, 都应按下列急救要点进行处理:

- (1) 立即将中毒者从灾区运送到新鲜风流中或地面;
- (2) 迅速将中毒者口、鼻内的粘液、血块、泥土、碎煤等除去, 并将上衣、腰带解开, 胶鞋脱掉;
- (3) 用棉被或毯子将中毒者身体覆盖保暖, 有条件时, 可在中毒者身旁放置热水袋;

表6-4 其它有害气体中毒的临床表现

名称	理化特性	接触机会	毒理	临床表现
H <sub>2</sub> S	比重1.19，无色，有腐臭味，可燃烧。有爆炸性易溶于水，在乙醇和石油中毒性强烈	1. 爆破时 2. 煤自然发火，煤尘爆炸时 3. 高瓦斯矿井	1. 在体内与氧化型细胞色素氧化酶中的三价铁相结合，抑制呼吸酶的活性，造成组织缺氧 2. 在体液中结合为碱性Na <sub>2</sub> S	1. 急性中毒：先出现上呼吸道粘膜刺激症状而后可表现一系列神经症状，重者可因昏迷呼吸麻痹死亡 2. 慢性影响：可出现神经衰弱及植物神经功能紊乱
SO <sub>2</sub>	比重2.212，无色，有强烈刺激性酸臭味，无自燃助燃性易溶于水生成SO <sub>3</sub> 与H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1. 爆破时 2. 发生火灾事故时	1. 与粘膜水分结合形成硫酸，具有刺激和腐蚀作用 2. 吸入高浓度SO <sub>2</sub> ，可致喉痉挛、支气管炎、肺水肿	1. 急性中毒：对眼及呼吸道有强烈刺激作用，引起眼红肿、流泪、畏光、喉痛、咳嗽、胸闷，重者可引起支气管炎、肺水肿；由于缺氧窒息而猝死 2. 慢性影响：引起呼吸道炎症
NO <sub>2</sub>	比重1.588，呈红褐色或棕色。有酸辣腥臭味，易溶于水生成硝酸	用硝酸炸药爆破时	1. 与粘膜水分结合形成硝酸，亚硝酸，对肺组织能产生强烈刺激与腐蚀作用 2. 可致肺水肿	1. 急性中毒：初期有眼和喉的刺激症状，6小时以后自觉症状明显，手指及头发呈黄褐色吸入高浓度NO <sub>2</sub> ，短时间内可以出现肺水肿，但个体差异很大 2. 慢性影响：上呼吸道及支气管慢性炎症、神衰症候群

(4) 为促使体内毒物的排除，要及时输氧或进行人工呼吸。一氧化碳和硫化氢中毒时，在纯氧中加入5%CO<sub>2</sub>，以刺激呼吸中枢，增强肺部的呼吸能力，使毒物尽快排除体外。如受SO<sub>2</sub>和NO<sub>2</sub>中毒时，进行人工呼吸要特别注意，尽量避免对伤员肺部刺激，要注意是否有肺水肿的症状；

(5) 人体局部因受SO<sub>2</sub>、H<sub>2</sub>S、NO<sub>2</sub>有害气体刺激，如眼睛，可用1%的硼酸水或弱明矾溶液冲洗或用奶水点眼；喉痛者可用苏打液或硼酸水及盐水漱口；

(6) 中毒严重者，应立即请医生进一步检查处理。

### 3. 窒息的急救

井下各种有害气体中毒，严重者都有窒息的可能。此外，生产性外伤也常能引起窒息，如：冒顶挤压伤，若有煤岩尘屑堵住了伤员的上呼吸道或是压迫了气管；严重颅脑外伤，在昏迷情况下，由于舌根后坠，高位脊髓截瘫，致呼吸肌麻痹等，都可引起窒息。窒息一旦发生，伤员生命处于危急状态。因此，必须争分夺秒地进行全力抢救。

#### 抢救方法：

(1) 中毒性窒息，必须迅速将伤员运送到空气新鲜的地方去，给予氧气吸入，必要

时做口对口的人工呼吸；

(2) 外伤性窒息，应迅速清除口、鼻腔的煤岩尘屑及血块、痰、呕吐物等；

(3) 对昏迷的伤员，一定要取侧俯卧位，使口中的分泌物流出，防止舌后坠，同时，把舌拉出口外，必要时进行气管切开。

(4) 如果伤员出现脉搏微弱、血压下降等循环衰竭症状时，可注射强心、升压药物，如皮下注射苯甲酸咖啡因 25% 2mL，经过抢救待病情平稳后，迅速送往医院救治。

## 二、机械性外伤的急救

机械性外伤是指工人在生产劳动中，由于外界致伤因素，作用于人体造成的人体组织或器官的破坏，并发生局部和全身反应的一种外伤。

煤矿工伤，这一类很多。例如各种机器设备、材料和工具等造成的机械损伤，加工碎屑引起的眼外伤及井下事故（爆破、冒顶、瓦斯煤尘爆炸等）引起的各种外伤等。

井下冒顶事故常使遇难矿工造成挤压伤。一般人体被重力挤压达一小时以上时，伤员的肢体可能造成局部出血和肿胀甚至休克，急性肾功能衰竭等所谓挤压综合症。这类伤员的肢体或躯干受重物挤压后，有的全身情况还好，神志也清楚，常不被救护者重视，因而没有进行及时的抢救而造成死亡的事故。所以必须认真对待，切不可疏忽大意。

此外，由于矿井瓦斯煤尘等发生爆炸产生的气浪冲击和老塘穿水冲击或其它原因引起的激烈震荡所造成的震荡伤（或冲击伤）。伤员身体表面无伤口，但体内有广泛的损伤，脑及胸腹腔内脏器官可能出血或破裂。有时还会引起眼外伤，耳朵鼓膜破裂和脑震荡。

轻微的震荡伤常出现皮肤青紫、胸痛、腹痛和呕吐等症。严重震荡伤，由于内出血，伤员颜面苍白，血压低，出现休克，不及时抢救，可在短时间内死亡。

其它如运输皮带绞扎，以及由于高速利器（电锯、刀具等）的强力作用，使肢体（指）完全或大部离断，发生这类事故后，伤员除受伤组织严重破坏和出血外，常因剧痛和大出血而发生休克。

对于常见机械性外伤的急救措施，首先要使伤员呼吸道通畅，止住大出血和防止休克；其次处理骨折；最后才处理一般伤口，并组织转送医院处理。

### 冒顶挤压伤的处理及急救措施：

1) 当伤员脱离险区，局部受压解除后，如发现肢体有骨折者，应用夹板固定，避免不必要的肢体活动，以免组织分解出的物质吸收入血或增加体液的散失；另外受挤压的肢体不允许按摩、热敷或上止血带，以免加重伤情。

2) 呼吸困难或已停止呼吸者，如胸部、背部有损伤，只宜进行口对口人工呼吸法，人工呼吸前，应清理口、鼻腔中的污物。

3) 有大量出血者，应立即止血。

4) 伤员若长时间处于饥饿状态，救出后若感口渴但不恶心时，可以喝水，水中加入适量的糖和盐（有咸、甜味即可），必要时可由静脉点滴葡萄糖溶液或葡萄糖盐水，并可服用小苏打，每次 10~20 片，以预防酸中毒。发现伤员尿量减少甚至无尿，在输送途中应严格控制饮水或输液，以防止肺水肿发生。

5) 转运时，必须有医务人员护送，以便对随时发生的各种危险情况给予及时抢救。

## 二、溺水急救

溺水时，水大量地灌入伤员肺内，可造成呼吸困难而窒息死亡。所以遇有溺水伤员

时，应迅速采取下列急救措施：

1) 转送 把溺水者从水中救出以后，要立刻送到比较温暖和空气流通的地方松开腰带，脱掉湿衣服，盖上干衣服，不使伤员受凉。

2) 检查 以最快的速度检查溺水者的口、鼻，如果有泥沙和污物堵塞，应迅速清除擦洗干净以保持呼吸道通畅。

3) 控水 使溺水者取俯卧位，用枕头、衣服等垫在他的肚子下面；或将左腿跪下，把溺水者的腹部放在救护者的右侧大腿上，使其头朝下，并压其背部，借此体位使其体内的水分由气管、口腔里流出。

4) 人工呼吸 上述方法控水效果不理想时，应立即做俯卧压背式人工呼吸和口对口吹气，条件许可时，可进行气管内插管，给予氧气吸入。

#### 四、烧伤急救

矿工的烧伤，多因瓦斯燃烧，瓦斯、煤尘爆炸产生的火焰，以及矿井外因火灾等所造成。

烧伤现场急救措施：

1) 首先要采取各种有效措施灭火，使伤员尽快脱离热源，尽量缩短烧伤时间。对失去知觉的重伤员要特别注意尽快脱离灾区。

2) 检查全身状况有无合并损伤，不能只顾烧伤而忽略其它合并损伤。例如对爆炸冲击烧伤的伤员，应注意有无颅脑损伤，胸腹腔内脏损伤和呼吸道烧伤；对化学烧伤，更不能忽略全身中毒的解救。

3) 要注意防休克、防窒息、防疮面污染

烧伤的伤员因疼痛和恐惧常发生休克，若发生急性喉头梗阻、窒息时，要采取针扎或切开气管以保证通气；在现场检查和搬运伤员时，一定要注意保护创面（创伤表面），防止污染。为了减少创面的损伤，伤员的衣服可以不脱或剪开去除。

4) 用较干净的衣服把伤员包裹起来，防止再次污染。在现场，除化学烧伤可用大量的流动清水持续冲洗外，对创面一般不作处理，尽量不弄破水泡，保护表皮。

5) 迅速离开现场，把重伤送往医院。动作要轻，行进要平稳，随时观察伤情，对呼吸、心跳不好甚至停跳的危重伤员，应就地紧急抢救，待好转后再送往医院。

### 第五节 矿井灾害预防和处理计划的编制与实例

#### 一、矿井灾害预防和处理计划的编制<sup>[9,10]</sup>

1. 编制《矿井灾害预防和处理计划》（以下简称《计划》）的目的和要求：

根据《规程》规定，每一生产矿井和基建矿井，每年都必须由矿总工程师负责组织通风、采掘、机电、地质等单位及矿山救护队等有关人员编制。并应征得驻矿安全监察站同意，报矿务局总工程师批准。每季末还应根据具体情况进行修改，制订补充措施。

《计划》必须贯彻以预防为主的方针，要预见到矿井一切可能发生的事故。应能起到防止事故的发生；并在一旦发生事故时，能提出防止事故扩大和迅速抢救人员的最有效措施，达到将事故消灭在初起的阶段。

2. 《计划》内容

《计划》内容应包括以下三部分：

### 1) 业务部分

(1) 根据本矿具体情况，列举可能发生的各种灾害，如煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出、自然发火、地下水害以及冲由地压、顶板大面积冒落等的预兆；

(2) 提出预防各种重大灾害事故，如瓦斯煤尘爆炸、煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出、透水、火灾、冲击地压和顶板大面积冒落等的技术措施、组织措施和必要的物质准备。

(3) 矿井一旦发生事故后，如何组织灾区人员的自救，确定井下人员的避灾路线，撤退的负责人及井下人员的自救方法，自救设施和设备等；提出抢救人员（包括矿山救护队抢救人员）的行动路线，抢救的方法和措施等。

(4) 提出灾变时期应急的通风方式，它对顺利抢救人员具有决定意义。

### 2) 有关处理各种事故必备的技术资料

(1) 矿井通风系统图：并附有反风试验报告以及反风设施完好可靠的检查报告；

(2) 采掘工程现状平面图，井上下对照图；

(3) 矿井供电系统，井下运输系统以及电话的安装地点；

(4) 井下消防——洒水管路，抽放瓦斯，充填，排水管路和压风管路系统图。

### 3) 参加救灾人员的分工：

明确处理事故的组织领导及各有关部门及其领导人的任务职责，通知方法和顺序。

发生重大事故后，矿长是负责处理事故的全权指挥者。在矿长、矿务局局长、矿务局和矿总工程师和矿山救护队队长协助下，制定营救遇难人员和处理事故的作战计划。

发生事故后，必须按表6-5的顺序召集有关单位和人员，并做好记录。通知单的排列顺序应以先急后缓为序。

表6-5      发生事故后必须立即召集的单位和人员名单

序号	单位和负责人姓名	电  话  号  码		住  址	电  话  通  知  时  间	接  电  人
		办  公  室	住  宅			
1	矿      长					
2	矿井总工程师					
3	矿副总工程师					
4	副  矿  长					
	：					
	：					

### 3. 发生各种重大灾害事故时的处理措施

井下发生火灾、瓦斯爆炸，煤尘爆炸以及煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出等重大灾害事故时，首先要迅速组织撤出灾区和受威胁区域的人员，全力以赴抢救遇难人员，并切断灾区的电源。对不同灾变时的处理措施要点分述如下：

#### 1) 井下发生火灾

(1) 首先查明火区地点，范围和发火原因，并采取防止风流紊乱、火烟侵袭、蔓延

等措施：

(2) 确定井下通风制度：在进风井口，井筒内，井底车场发生火灾时，可采用反风或使风流短路的措施；在入风的下山巷道发生火灾时，必须有防止由于火灾而造成风流逆转的措施；在有瓦斯涌出的掘进巷道或回采工作面发生火灾时，应保持正常通风，必要时，可适当增加风量；在井下其它地点发生火灾时，应保持事故前的风流方向。

(3) 在火灾初期，应积极组织人力、物力控制火势直接灭火；直接灭火无效时，应采取隔离灭火法封闭火区，封闭火区时，要采取措施防止爆炸。火区封闭后，要采取均压措施，促使火区早日熄灭。

(4) 必要时应将排水管路和压风管路临时改为消防管路。

#### 2) 矿井发生瓦斯爆炸，煤尘爆炸

(1) 组织救护队查明事故地点和范围，为了防止二次爆炸，发现火源立即扑灭；

(2) 迅速恢复破坏的巷道和通风设施，以恢复正常通风。

#### 3) 发生煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出时

(1) 对充满瓦斯(二氧化碳)的主要巷道应加强通风，并迅速将高浓度瓦斯(二氧化碳)直接引入回风道中排出矿井；

(2) 迅速恢复正常通风和清理突出的煤(岩)；

(3) 排放高浓度瓦斯的井口附近，必须严格清除烟火和切断电源，禁止人员通行。

#### 4) 发生透水、泥浆溃决或跑砂事故

(1) 撤出灾区人员，及时关闭水闸门，并规定关闭顺序和负责人；

(2) 现有排水设备能力不足时，应增设水泵和管路，并针对具体情况进行阻水；

(3) 在有流砂涌出时，应建筑滤水墙，并规定滤水墙的建筑位置和顺序；

(4) 必须保护排水设备不被淹没。当泵房受到威胁时，应将水和泥砂引入下部巷道；

(5) 在有瓦斯从水淹区域涌出的危险时，要规定排除瓦斯的措施；

(6) 提出防止二次透水的措施。

#### 5) 发生冒顶事故

(1) 查明冒顶区范围和被埋压，堵截的人数和位置；

(2) 积极恢复冒顶区的正常通风。如一时不能恢复时，可利用水管、压风管等对被埋压、堵截的人员输送新鲜空气；

(3) 在处理事故中，必须始终坚持由外向里，加强支护防止二次冒顶。必要时，可开掘通向遇难人员的专用巷道；

(4) 遇有大块岩石威胁遇难人员时，可使用起重器等工具移动石块，但应尽量避免破坏冒落岩石的堆积状态。

## 二、矿井灾害预防和处理计划的编制实例

一般外因火灾发生突然，有时在顷刻之间能将井下人员的生命卷入危难之中。扭转这种复杂的局面，临时制订措施很难奏效。平时编制防火救灾计划、预估可能发生火灾的地点、影响范围、选择最佳调风方案、控制火势发展、防止烟流侵袭、最佳灭火方案、保证工作人员的安全是很重要的。

下面以实例说明发生火灾（尤指外因火灾）时，如何编制防火救灾《计划》：

[例1] 在多扇风机中央对角通风的矿井中发生火灾时, 改变其中任意一台扇风机的工作制度, 都可能引起全矿通风系统的紊乱。如图6-11所示, 火灾发生在3号回风井筒的F点, 不改变扇风机的工作方式, 井筒风向不变, 火烟将从F点排出地面。

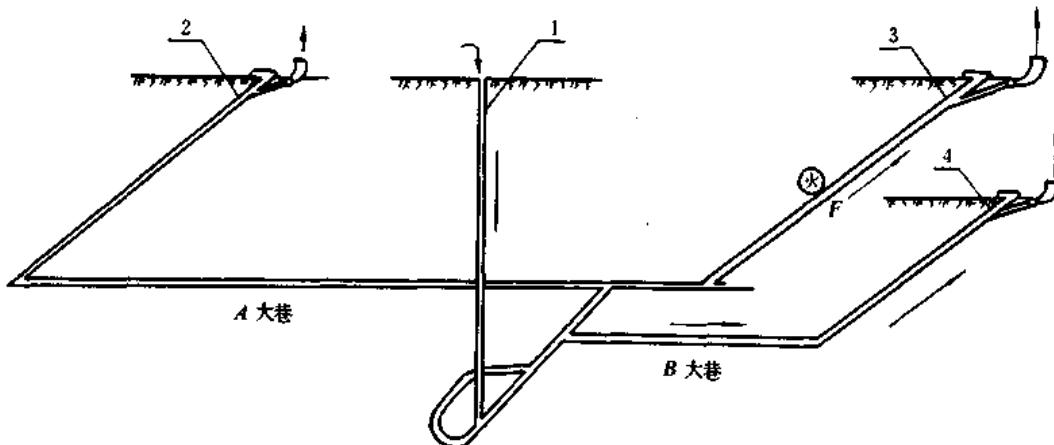


图6-11 多扇风机通风矿井发生火灾风流控制实例

1—进风井; 2—1#回风井; 3—2#回风井; 4—3#回风井

如果灾变时期3号风井上的主扇突然停止运转, 尽管发生在上行风路中的火风压的作用力促其保持原来的风向, 但是在2号与4号风井上的主扇作用下, 火烟将被抽到A大巷和B大巷中, 全矿井会充满有害气体。

如果因3号风井上的主扇停止运转, 而其余两个回风井上的主扇也停止运转, 那么井下风向将取决于火风压和自然风压。当火源点发生在上行风路中的条件下, 只要及时打开3号风井上的防爆门, 火烟也会直接排出地面。

如果将2、4号风井上的主扇反风, 那么火烟将肯定通过3号风井排出。

这些在灾变中可能发生的情况及应采取的方案和措施, 在编制《计划》时都应给予充分的估计和周密的考虑, 并写在《计划》中。

#### [例2] 利用区域性反风措施, 确保火灾时生产采区的安全。

区域性反风是指保持主扇正常运行、矿井主要进回风风流方向不变的情况下, 采取措施能使矿井局部区域的风流反向, 从而防止烟气侵入工作面或采区, 确保人员安全撤退。

为了实现区域性反风, 必须预先开掘一些备用巷道或利用原有巷道加上必备的通风设施(风门、风桥)等, 使生产采区巷道结构由原来的并联系统改为潜在的角联系统, 以备发生灾变时, 利用角联支路风向可变的特点随时根据需要调整采区或工作面的风向。

图6-12a所示的矿井通风系统图, 东西两翼各布置一个生产工作面父I、父II和备用工作面父I'、父II', 其风网结构图6-12b所示。

如果在采区内的进风路线上发生了火灾, 烟气将随风流直接侵袭工作面, 而人员将处于火灾威胁之中, 同时不得不冒着浓烟撤退。即使工作面上的每一位矿工都配备自救器, 也不能保证全部人员都能安全撤出灾区。稳妥的办法是实现区域性反风。即在东西两翼采区的回风系统中增加风桥、短巷和风门( $T_1$ 、 $T_2$ 、 $T_3$ 、 $T_4$ ), 如图6-13a所示。使采区通

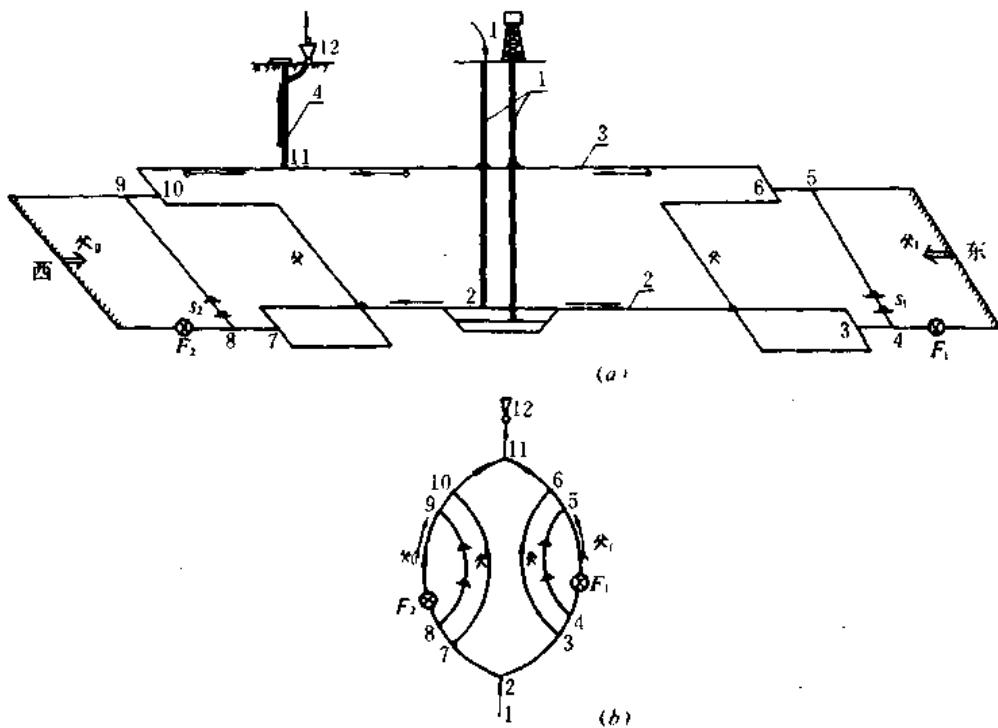


图6-12 矿井通风系统图及网路图

1—进风井筒；2—运输大巷；3—回风大巷；4—回风井筒

风形成一个潜在的角联系统，而工作面(父Ⅰ、父Ⅱ)处于角联支路(4-5、8-9)之中，如图6-13b所示。如果火灾一旦发生( $F_1$ 或 $F_2$ )，立即关闭常开风门( $T_1$ 、 $T_2$ 或 $T_3$ 、 $T_4$ )，打开常闭风门( $S_1$ 或 $S_2$ )，利用角联支路风向可变的特点实现工作面局部地区风流反向(图6-13c)，而位于工作面上的人员将可以迎着新鲜风流，通过备用工作面撤往新风区。

这些措施都必须在《计划》中制定出实施的方案，预先经过试验，检测局部反风的风量变化情况及瓦斯状况，必要的通风设施(调节风门等)必须保证运转可靠，调节方便等。

## 第六节 工伤事故的统计与分析

### 一、工伤事故的概念及分类

在生产企业里，职工在生产过程中发生的伤亡事故，都应算作工伤事故。

根据事故的特点不同，煤炭工业一向将工伤事故分为八类：顶板、瓦斯煤尘、机电、运输、火药放炮、火灾、水害、其它。这种分类方法虽然过粗，但为便于分析比较，至今仍在沿用。如果将事故分得再细一些，也可将机电事故分为：机械、电气；运输事故分为：轨道运输、提升运输、皮带溜子运输；瓦斯煤尘事故分为：瓦斯爆炸（包括燃烧）、煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、中毒与窒息；水害分为：地表水、古窑老塘水、生产水（水砂充填、黄泥灌浆、防尘用水）；火灾分为内因、外因火灾；火药放炮分为：火药雷管爆炸、

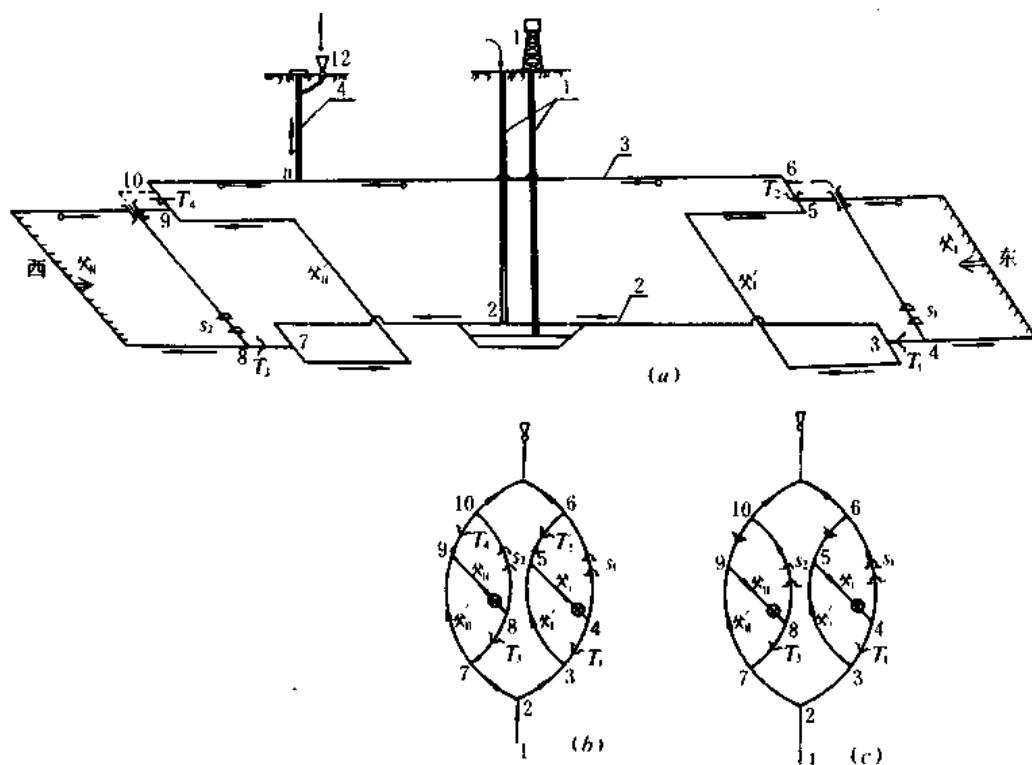


图6-13 区域性反风后的系统图及网路图

1—进风井筒；2—运输大巷；3—回风井筒；4—回风井筒  
a—正常情况下的通风网路图；b—事故时期实现区域往反风后的网路图

放炮作业；顶板事故按发生地点不同可分为：巷道、采面、掘进头；按采煤方式不同可分为：综采、机采、炮采、残采等。

按伤害程度不同，工伤事故还可以分为以下三类：

轻伤：受伤后需要歇工一个工作日以上，但未达到重伤程度的事故。

重伤：职工受伤，经医师诊断可能成残废的事故，而残废又有三种情况：完全丧失劳动能力不能工作，退职后饮食起居需人扶助者；完全丧失劳动能力不能工作，退职后饮食起居不需人扶助者；部分丧失劳动能力，尚能工作，但需减轻工作量或调轻便工作者。形成以上三种情况的残废事故均应列入重伤事故。

死亡：事故发生后造成职工死亡或伤后十天内造成职工死亡的均属死亡事故。

有人认为重伤范围过于笼统，建议再划分为残废和重伤两类。

按受伤人数多少，工伤事故可分为个人与多人事故，所谓多人事故是指一次事故中同时负伤或伤亡三人或三人以上的事故，不论他们的伤害程度如何。其中发生一次死亡三人以上时称为重大事故，如一次死亡10以上时，则称之为特别重大事故。

## 二、事故原因分析及技术档案的建立

### 1. 事故原因分析

矿井事故在那一瞬间发生，往往具有很大的偶然性。但从事故的孕育，发展到显现总

有它的规律性。我们正是通过分析大量的事故，才能找出它的发生原因和规律。从而制定防止事故重复发生的措施和办法。

发生事故的原因一般可以分为两类：直接原因和间接原因。直接原因是引发事故最近的原因；间接原因包括从事故发生的背景，到形成事故直接原因的诸因素均属间接原因。

发生事故的直接原因一般可分为人的原因和物的原因两个方面。如违章指挥、违章操作、违章动火、违反劳动纪律、误操作、误使用设备及其零配件等造成事故均属人的原因。而机电设备性能不良，带病运转，防护保险装置不全，动作不灵以及工程质量上的缺陷等造成事故则属于物的原因。人的原因与物的原因是可分的，但又是互相关联、渗透的。例如电器防爆开关防爆性能不合格或者受到破坏而引起瓦斯、煤尘爆炸事故。显然事故的发生是物的原因，但是，我们也应看到不合格的设备、性能受到破坏的防爆开关能在井下继续使用以及瓦斯、煤尘的超限聚积等因素则是人的原因。

发生事故的间接原因就更为广泛，有社会的原因，客观环境的原因，技术管理方面的原因以及肇事者身体与精神方面的原因。1958年出现以蛮干代替了科学，废除了许多行之有效的规章制度。十年动乱时期，组织瘫痪，纪律涣散，安全无人抓，生产无人管，井下乱采乱掘，其后果则是事故上升，生产下降形成了解放后煤炭工业的事故高峰，这就是事故频繁的社会原因。客观环境的原因是指矿井自然条件困难，有害的自然因素比较多，例如老矿井，地质条件复杂的矿井、瓦斯煤尘情况严重、水害、自然发火、瓦斯突出、冲击地压等自然灾害较多的矿井，发生事故的机率较多，有些客观环境因素是很难完全排除的，因此在分析事故发生原因时也应予以指出。技术管理方面的原因是指矿井领导者对安全工作不重视，没有认真贯彻安全第一的方针，安全机构不健全，安全措施不完善，矿井建设、机电设备选型、安装有缺陷，对职工安全教育不够等导致了事故的发生。肇事者酗酒、吸烟、视力、听觉有障碍、疲劳过度、带病工作等原因导致事故的发生应属于身体与精神方面的原因。

在事故发生原因的分析中，常常可能是多种直接或间接的原因所造成，极个别是由于单一的原因。为此，在调查事故时，一定要深入，全面地了解其发生的全过程。然后分段了解和分析事故发生的原因。

根据事故发生的主要原因不同，又可分为：自然事故、责任事故与破坏事故。当前的统计表明在这三类事故中，以责任事故占主要地位。

## 2. 事故技术档案

厂矿企业里，每发生一起事故都应进行详细的登记、调查、处理、建立完整的技术档案资料。事故登记包括的项目：

1) 事故登记标题：进行事故登记时标题要十分明确、简要。只要说明发生事故的单位名称和事故类别即可。如××局××矿瓦斯爆炸事故。

2) 发生事故的时间和地点：要写明发生事故的年、月、日、时、分和详细的地点。如1984年×月×日11点30分，在××水平1345回采工作发生了瓦斯爆炸事故。

3) 事故发生的经过与原因。

4) 事故教训，防止重复发生的措施。

5) 人员伤亡及损失：受伤人员，死亡人数、经济损失，产值损失都要一一列出清

单。经济损失包括被破坏的工程和设备的价值，丧葬费、抚恤费，事故抢救处理费等。产值损失系指由于事故中断生产、按计划减少的产量、进尺、工程量等所造成的损失。

6) 事故的责任分析和责任者的处理。

7) 参加调查的单位与人员（注明级别）。

事故技术档案是进行事故统计分析的基础资料，人们正是从多次的事故统计分析中得出规律性的认识而提高管理水平的。事故技术档案的建立与管理要有专职的机构人员负责。

### 三、伤亡事故的统计与分析[97]

#### 1. 伤亡事故统计指标

我国现行的伤亡事故统计指标有：千人死亡率、千人负伤率，年百万吨产量死亡率以及事故频率，其计算方法分别按下式进行：

1) 千人死亡率( $u$ )：

$$u = \frac{M_1}{M} \times 1000 \quad (6-1)$$

式中  $M$ ——统计期间职工平均人数；

$M_1$ ——统计期间事故死亡人数。

这个指标不仅是一个矿井、地区、行业内部不同时期内的比较指标，而且在不同行业之间进行比较也较为方便，但是它的缺陷是没有考虑到工作效率，机械化自动化程度的不同。

2) 千人负伤率( $u_1$ )：

$$u_1 = \frac{(M_2 + M_3) \times 1000}{M} \quad (6-2)$$

式中  $M$ ——统计期间职工平均人数；

$M_2$ ——统计期间事故轻伤人数；

$M_3$ ——统计期间事故重伤人数。

3) 千人伤亡率( $u_2$ )

$$u_2 = \frac{(M_1 + M_2 + M_3) \times 1000}{M} \quad (6-3)$$

式中  $M$ 、 $M_1$ 、 $M_2$ 、 $M_3$ 与式(6-3)同。

4) 年百万吨产量死亡率( $u_3$ )

$$u_3 = \frac{M_1}{Q} \times 1000000 \quad (6-4)$$

式中  $M_1$ ——统计期间事故死亡人数；

$Q$ ——年产量 t。

百元吨死亡率是用生产的最终产品来衡量的，它综合了企业管理水平、职工科学技术水平、机械化程度、安全技术措施等因素。对于产品单一的煤炭工业，可以比较各个矿井、地区的安全状况，也可以在各个不同国家之间相比较。但是由于各个矿区地质条件，灾害程度等环境因素不同，用此指标时要综合考虑。

5) 事故频率( $K$ )

$$K = \frac{A}{M} \times 1000 \quad (6-5)$$

式中  $M$ ——统计期间职工平均人数；

$A$ ——事故次数。

事故频率的缺陷在于计算时没有把该企业实际所有的工作日数考虑进去。因此，有人又提出以百万工日事故频率的概念，其计算方法如下：

6) 百万工日事故频率( $K_1$ )

$$K_1 = \frac{A}{C} \times 1000000 \quad (6-6)$$

式中  $A$ ——事故次数；

$C$ ——工人实际完成的工·日数。

职工伤亡与事故统计是矿山劳动保护工作的重要组成部分，是了解情况、分析问题的科学依据，因此统计工作要求：一是数字准确、统计项目全面；二是统计工作及时，能为制订安全工作的方针政策，修订规程，有针对性地采取安全措施提供依据。

## 2. 事故分析

在统计的基础上，对每一起工伤事故都遵循着实事求是的原则进行深入的分析，有个别分析法、分组分析法和专题分析法。个别分析法是以个别事故为对象，将发生事故的具体情况和原因找出来，但是面比较窄，难以得出共同性的结论。分组分析法是把一定期间所发生的事故，按情况分组，然后再调查各组事故发生的主要原因，得出结论性的认识，制订共同的防止方法。专题分析法，研究的对象是个别的采区(地点)、某一类型的设备或个别的技术操作，目的在于查明影响事故发生的因素以及可能发生事故的潜在因素，得出结论，有针对性的提出措施。

事故分析的方法从60年代以后有了很大的发展，特别是将人机工程、系统工程等一些新的学科理论与方法引入这一领域，已将事故分析工作推向一个新的水平，形成了一个新的专门学科。过去的工伤事故的对象往往注重某些单独的环节，对工伤事故的分析只限于查清一些个别的原因，不能通观事故的全过程，不能系统地了解人的不安全行为与物的不安全状态两大因素的互相作用，所以容易形成“只见树木不见森林”不能有效地防止同类事故重复发生。人机工程将构成事故的最基本因素：人、物、自然和社会环境在形成事故过程中的相互关联作了科学分析，系统安全分析法着眼于事故的全过程，不拘泥于局部，个别的部分。由于从诸多因素的相互关联上去研究，所以能够更深刻地揭露伤亡事故发生的本质。国内东北工学院在这方面进行了成功的研究[96]是值得深入学习的。

## 参 考 文 献

- [1] 万里副总理在全国煤矿安全检查会议上的讲话，1983.4.30。
- [2] 《矿山安全条例》和《矿山安全监察条例》，国家劳动总局翻印。
- [3] 《煤矿安全规程》煤炭工业出版社，1986。
- [4] 《煤矿安全规程》执行说明，煤炭工业出版社，1983。

- [5] 《1982煤炭工业年鉴》，煤炭工业出版社，1983。
- [6] 《矿井通风学》，W·布德雷克著，王省身译，中国工业出版社，1964。
- [7] 《化学安全工学》，北川彻三著，群众出版社，1981。
- [8] 《化学工程手册》第一篇，化工手册编委会编，化学工业出版社，1980。
- [9] Высокин И. В. Геология природного газа, «Недра» 1979
- [10] В. Л. Козлов, Л. В. Токарев, "Советская геология", 1961, №7, 19-33
- [11] Горное дело энциклопедический справочник. том6, Р20, УГЛЕТЕХ ИЗДАТ, 1959.
- [12] A. T. Айруни等《突出形成过程中甲烷固溶体吸附力的作用》，第 20届国际采矿安全研究所会议论文集，1983。
- [13] 《煤矿抽放瓦斯手册》抚顺矿务局等编，煤炭工业出版社，1980。
- [14] 《煤矿通风与安全》，煤炭工业出版社，1979。
- [15] 《南桐矿务局特殊瓦斯涌出现象分析及其预防措施的初步总结》，南桐矿务局，四川矿业学院，1973。
- [16] 《矿井通风》，A. A. 哈廖夫，东北工学院，1956。
- [17] 《煤和瓦斯突出的防治》，中国矿业学院瓦斯组，煤炭工业出版社，1979。
- [18] 《从数量级和量纲分析看煤与瓦斯突出的机理》郑哲敏，（第三次突出机理学术讨论会论文集）1983.重庆煤研所编。
- [19] О. Н. Черлов, В. Н. Нузырев“Прогноз внезапных выбросов угля и газа”, Недра, 1979.
- [20] 《矿山通风与安全》，煤炭工业出版社，1959。
- [21] T·Hirota 《夕张新矿事故：煤与瓦斯突出》，第 20 届国际采矿安全研究所会议论文，1983。
- [22] Горное дело, энциклопедический справочник том6 Р192~200, 1959, Углехимиздат, Москва。
- [23] Naylor C.A. Wheeler R. V. The lag on ignition of firedamp, Safety in mines research board, London, 1925.
- [24] 《硝铵炸药》，芦华等编，国际工业出版社，1970。
- [25] 《燃烧学》，欧文·格拉斯曼，科学出版社，1983。
- [26] 《化学安全工学》，[日]北川彻三等编，群众出版社1981。
- [27] 《可燃性气体和蒸汽的安全技术参数手册》，[联邦德国] K·纳伯尔等，机械工业出版社，1983。
- [28] Burgess M.J. Wheeler R.V. The limits of inflammability of firedamp and air Safety in mines research board, London, 1925
- [29] Зельдович Я. Б. Теория горения и детонации газов, Изд-во АН СССР, 1944
- [30] Coward H.F, Jones G.W.  
Limits of inflammability of gases and vapors. U. S. A. Bureau

- of mines, Bulletin 503, 1952.
- [31] 《温度对甲烷-空气混合物的爆炸特性和惰性化的影响》W. Wiemann: 〈煤矿安全译丛〉, 1984。
  - [32] 《这些事故教训应该吸取》李学庆, 〈煤矿安全〉, 1982.。
  - [33] 《矿用塑料管表面静电安全性的研究》上海煤矿机械研究所, 姚克等编, 〈煤矿安全〉, 1981。
  - [34] 《煤矿瓦斯抽放细则》, 李志、屠锡根译, 抚顺煤炭研究所、煤炭部煤矿安全科技情报中心站, 1981。
  - [35] 《煤矿沼气涌出》, [苏]A. 3. 彼特罗祥著, 宋世钊译, 煤炭工业出版社, 1983。
  - [36] 《中梁山南井灰岩溶洞裂缝喷出瓦斯问题》。中梁山煤矿。
  - [37] 《天府煤矿远距离解放层解放效果考察报告》天府煤矿、重庆煤研所、四川矿业学院三结合研究组, 1975。
  - [38] 《我国防止煤和瓦斯突出措施的现状和展望》, 重庆煤研所, 1983。
  - [39] 《六枝矿区煤与瓦斯突出及其预防措施》, 六枝矿务局, 四川矿业学院, 1977。
  - [40] 《技术研究资料汇编》第10期, 北票矿务局, 1975.9。
  - [41] 《石门震动放炮揭开突出危险煤层主要参数的确定》北票矿务局刘远华, 〈煤矿安全〉, 1981。
  - [42] 《开采中近距离解放层时, 被解放层初期卸压瓦斯集中涌出及防治》南桐矿区鱼田堡矿、雷绍云, 〈煤矿安全〉, 1981。
  - [43] 《采矿与保安》1981. №6. P1-6。
  - [44] 《煤与瓦斯突出与地质因素》天府矿务局三汇坝一矿, 袁大同, 〈煤矿安全〉1981。
  - [45] 《我国煤矿开展瓦斯地质研究现状与展望》, 杨立生, 《瓦斯地质》1985, 创刊号, 焦作矿业学院。
  - [46] 《湘、赣、豫、煤和瓦斯突出带地质构造特征》, 焦作矿业学院瓦斯组, 1982。
  - [47] 《中国煤田地质学》, 杨起、韩德馨主编, 煤炭工业出版社, 1979。
  - [48] 《煤与瓦斯突出》, B.B.霍多特, 中国工业出版社, 1966。
  - [49] 《矿井通风与安全》, 冶金工业出版社, 1978出版, 东北工学院, 王英敏主编。
  - [50] 《国际采矿安全会议论文集》, 煤炭科学研究院重庆煤炭研究所译, 煤炭工业出版社, 1982。
  - [51] 《矿井粉尘译文集》, 煤炭科学研究院重庆煤炭研究所译, 煤炭工业出版社, 1981。
  - [52] 《煤层注水与采空区灌水防尘》, 李崇训编著, 煤炭工业出版社, 1981。
  - [53] 《煤层注水防尘资料》, 煤炭科学研究院, 重庆煤炭研究所, 1980。
  - [54] 《国内外防止和隔绝煤尖爆炸概述》, 郑伦金, 重庆煤炭研究所, 1981。

- [55] 《防治瓦斯、煤尘经验选编》(三), 煤炭工业部科技情报研究所, 1977。
- [56] 《75-1型孔口捕尘器技术资料总结》中国人民解放军军事医学科学院, 1977。
- [57] 《联邦德国被动式隔爆水槽的研究和应用》杜泽渊, 重庆煤炭科学研究所, 1981年10月。
- [58] 《ACH-4C型呼吸性粉尘测定仪研究报告》重庆煤炭科学研究所, 重庆安全仪器厂测尘研制组, 1980。
- [59] 《降尘用新型高效喷咀的研究》煤炭科学研究院上海科研所, 李贵恒, 1981。
- [60] 《煤矿通风与安全》淮南矿业学院, 1984。
- [61] 《测定培训班讲义》, 煤炭工业部, 1984。
- [62] Аспирация и очистка воздуха от пыли на погрузочном пункте струговой лавы М.И. Феськов Уголь Украины 1980年3期。
- [63] Рудничная аэробиология К. З. Ущаков, А. С. Бурчаков, И. И. Медведев, 1978年出版。
- [64] Mine Ventilation and Air Conditioning H.J.Hartman 1982。
- [65] 《专门水文地质学》, 地质出版社, 长春地质学院, 杨成田主编, 1980。
- [66] 《国际采矿和地下工程治水会议论文集》, 煤炭工业出版社, 煤炭部基本建设司组织编译, 1983年7月。
- [67] 《国外矿业安全》, 1981年第3组、60页。
- [68] 《矿山排水与防水》, 中南矿冶学院通风安全教研室, 中国工业出版社, 1961。
- [69] 《矿井安全规划》, 煤炭工业部安监局制订1982。
- [70] 《矿井火灾》, (波文), Z·马切雅什, 1977。
- [71] 《采矿工程手册》, (波文), H·贝斯特郎, 1974。
- [72] 《古山煤矿井下自燃发火预报》, 《煤矿安全》1977、2。
- [73] 《早期发现自然火灾的新方法》《煤矿安全》1977、4。
- [74] 《矿井开采技术与自然火灾》张国枢论文, 1981。
- [75] 《有自然危险的厚煤层的无煤柱的开采》《煤炭科学技术》, 1981, 2, 鹤岗局。
- [76] 《厚煤层无煤柱开采中自燃火灾的防治》枣庄局柴里矿, 1983。
- [77] 《黄泥浆灌地面系统的设计》, 《煤矿设计》, 1978, 3。
- [78] 《黄泥浆灌》, 窑街矿务局, 《煤矿安全》, 1975, 3。
- [79] 《采空区自燃发火的原因分析与防治》, (波文), A·库库其卡, 1981。
- [80] 《利用阻化剂预防采煤工作面自然发火》抚顺所二研防火组, 《安矿安全》, 1983。
- [81] 《矿井火灾灾变通风理论及其应用》戚颖敏编, 1978。
- [82] 《矿山救护组织及战术》, (波文), H·本泽莱维支, 1981。
- [83] 《矿山救护装备》(波文), H·本泽莱维支, 1976。
- [84] 《矿井火灾与爆炸》(波文), 布得雷克, 1956。
- [85] 《关于内因火灾的预防效果》(俄文)《煤》1981, №8, B.C.甫谢耶夫。
- [86] 《AZL》—40过滤式自救器使用说明书, 湖南煤矿安全仪器厂。
- [87] 《化学氧自救器结构与工作原理》施申忠, 《煤矿安全》1982, 7期。

- [88] 《煤矿应广泛选用过滤式自救器》，金百考，中国煤矿安全装备工业公司，1982。
- [89] 《美国煤矿安全仪器的概况》，陈金岳，抚顺煤矿安全仪器厂，安仪科技1979年2期。
- [90] 《矿用大视野传声式氧气呼吸面罩的研究》，姜仲儒〈煤矿安全〉1982, 10期。
- [91] 《自动苏生器ASZ—30使用说明书》，抚顺安全仪器厂。
- [92] 《赴波兰矿山救护工作考察报告》煤炭部矿山救护技术考察组〈煤矿安全〉，1984, 2期。
- [93] 《矿山救护的新发展》，第十八届国际采矿安全会议论文集，煤炭科学院重庆煤研所等译。
- [94] 《ZDK-1型矿山救护通讯机技术说明书》，鞍山市投影电视机厂。
- [95] 《事故处理计划的编制及其应用方法》。刘沛旭译杨文华校〈煤矿安全〉1982, 7期。
- [96] 《竖井提升伤亡事故的故障树分析》，隋鹏程，〈煤矿安全〉，1983, 6期。
- [97] 《浅谈煤矿伤亡事故的统计分析》周玉胜〈煤矿安全〉1984, 2期。

